

115

L. S. Lopez

Archivo

Inf. final



INFORME SOBRE LA SITUACION ACTUAL Y ALTERNATIVAS DE ACTUACION EN EL "CENTRO MINERO DE PINOUTA, S.A." (ORENSE)

PNAMPM

Enero, 1984

empresa nacional adaro de  
investigaciones mineras, s.a.  
enadimsa

50113

TITULO	INFORME SOBRE LA SITUACION ACTUAL Y ALTERNATI VAS DE ACTUACION EN EL "CENTRO MINERO DE PE NOUTA, S.A." (ORENSE)
CLIENTE	PNAMPM
FECHA	Enero, 1984

Referencia: Q4/07/001

Departamento:

## I N D I C E

	<u>Página</u>
1.- <u>ANTECEDENTES, OBJETIVOS Y PLANTEAMIENTO DEL TRABAJO</u>	1
2.- <u>RESUMEN, CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES</u> .....	5
3.- <u>SITUACION ACTUAL DESDE EL PUNTO DE VISTA DE LA EX- PLOTACION</u> .....	9
3.1.- GENERALIDADES .....	9
3.2.- PRODUCCIONES Y RENDIMIENTOS EN EL PERIODO - 1981-1983 .....	9
3.3.- RESERVAS ESTIMADAS .....	11
3.4.- RESERVAS ACCESIBLES EN CORTA Y BALSAS .....	13
3.5.- SITUACION ACTUAL DE LA CORTA .....	14
3.5.1.- <u>Parque de maquinaria</u> .....	16
3.5.2.- <u>Organización del trabajo</u> .....	17
3.5.3.- <u>Costes de explotación</u> .....	17
4.- <u>SITUACION ACTUAL DESDE EL PUNTO DE VISTA DE LA PLAN TA DE TRATAMIENTO</u> .....	20
4.1.- CARACTERISTICAS MINERALOGICAS .....	20
4.2.- METODOS DE PREPARACION .....	24

	<u>Página</u>
4.3.- METODOS DE CONCENTRACION .....	25
4.3.1.- <u>Tratamiento en cribas hidráulicas</u> ..	25
4.3.2.- <u>Tratamiento en mesas concentradoras</u> .	26
4.3.3.- <u>Taller de afino</u> .....	27
5.- <u>PLANTEAMIENTOS O PUNTOS DE PARTIDA BASICOS PARA EL APROVECHAMIENTO DE LOS ESTERILES DE BALSAS</u> .....	28
5.1.- NECESIDADES DE INFRAESTRUCTURA .....	28
5.2.- POSIBLES METODOS DE EXPLOTACION, VALORACION - DE INVERSIONES Y COSTES DE OPERACION .....	31
5.2.1.- <u>Posibilidad de continuar las labores de la corta</u> .....	32
5.2.2.- <u>Posibilidad de explotar las balsas de estériles mediante scraper</u> .....	33
5.2.2.1.- Equipo .....	35
5.2.2.2.- Organización del trabajo y plantilla .....	37
5.2.2.3.- Costes .....	38
5.2.2.4.- Inversión .....	39
5.2.3.- <u>Posibilidad de explotar las balsas de estériles mediante draga</u> .....	40
5.2.3.1.- Equipo .....	42
5.2.3.2.- Organización del trabajo y plantilla .....	43
5.2.3.3.- Costes .....	43
5.2.3.4.- Inversión .....	45
5.3.- METODO IDONEO DE TRATAMIENTO, VALORACION DE - INVERSIONES Y COSTES DE OPERACION .....	46
5.3.1.- <u>Proceso metalúrgico adecuado</u> .....	46
5.3.1.1.- Ensayos efectuados .....	47
5.3.1.2.- Interpretación industrial .	51

	<u>Página</u>
5.3.2.- <u>Valoración de inversiones</u> .....	52
5.3.3.- <u>Coste operacional</u> .....	54
5.3.3.1.- Mano de obra (plantilla) .	55
5.3.3.2.- Energía eléctrica .....	56
5.3.3.3.- Suministros .....	57
5.3.3.4.- Conservación .....	58
5.3.3.5.- Movimiento de estériles ..	59
5.3.3.6.- Coste operacional de labora torios .....	60
5.3.3.7.- Resumen coste operacional .	60
6.- <u>ANALISIS ECONOMICO DE LA EXPLOTACION DEL MATERIAL - QUE RELLENA LAS BALSAS</u> .....	62
6.1.- RESUMEN DE INVERSIONES .....	62
6.2.- AMORTIZACIONES .....	64
6.3.- COSTES OPERACIONALES .....	65
6.4.- PRODUCCION E INGRESOS POR VENTAS .....	66
6.5.- CUENTAS DE EXPLOTACION PREVISTAS .....	68
7.- <u>RESUMEN COMPARATIVO DE LAS ALTERNATIVAS ANALIZADAS POR C.M. PENOUTA, S.A.</u> .....	71
8.- <u>CRONOGRAMA O TIMING RECOMENDABLE DE ACTIVIDADES</u> ..	74

A N E X O S

ANEXO I

RESULTADOS DE ENSAYOS EN CONOS REICHERT Y MESAS DE CONCENTRACION

ANEXO II

PREVISION DE RESULTADOS MINERALURGICOS PARA DISTINTAS LEYES DE MINERAL

ANEXO III

OFERTA DE MAQUINARIA PARA LA REFORMA DE LA PLANTA DE TRATAMIENTO

ANEXO IV

ALTERNATIVAS PARA EL PRESUPUESTO-84 DE LA EXPLOTACION EFECTUADO POR C.M. PENOUTA, S.A.

P L A N O S

PLANO N° 1

ESQUEMA DE EXPLOTACION MEDIANTE SCRAPER

PLANO N° 2

ESQUEMA DE EXPLOTACION MEDIANTE DRAGA

## 1.- ANTECEDENTES, OBJETIVOS Y PLANTEAMIENTO DEL TRABAJO

El presente informe es consecuencia de la adjudicación de una oferta aprobada por el Comité del PNAMPM en Octubre de 1983 y cuyo objetivo era el de analizar en un breve espacio - de tiempo las posibles alternativas que podrían tomarse respecto al futuro más o menos inmediato de la explotación de - Centro Minero de Penouta, S.A.

La citada explotación minera inició sus actividades - hacia el año 1970 y ha pasado por distintos propietarios, los cuales, hasta 1982, han tratado de manera fundamental un producto muy caolinizado de fácil minado y tratamiento, si bien las recuperaciones mineralúrgicas han sido muy deficientes, - pues según datos constatados históricamente, nunca han pasado del 26% de recuperación. Durante 1983 se han tratado indistintamente mineral primario y "estériles" de balsas con una recuperación conjunta del 14,8%.

Desde el año 1979 y posteriormente en los años 1981 y 1982, ENADIMSA había tenido contacto con los propietarios de la mina de cada momento e incluso llegó a realizar algunos - trabajos preliminares de investigación geológica y valoración de reservas, así como de concentración mineralúrgica y en todos ellos se detectaron los siguientes puntos:

- Falta de un reconocimiento claro y definitivo del ya cimientto.

- Instalaciones inadecuadas en lo que respecta al proceso de tratamiento del mineral.

La falta de solución de ambos puntos, de importancia - clave para toda explotación minera, entendemos que han sido - los que han llevado a la mina de Penouta a una situación tal que prácticamente puede hablarse de su inviabilidad económica.

La investigación de reservas realizada por ENADIMSA puso de manifiesto la existencia de dos mineralizaciones (leucogranito y neises).

Durante los estudios preliminares de tratamiento, reali- zados sobre muestras de testigos de sondeos, se concluyó que la mineralización asociada a neises había que descartarla como mena de estaño, ya que éste no se encuentra fundamentalmente - en forma de casiterita, sino en estado coloidal y asociado a hidróxidos de hierro y manganeso, en los planos de crucero de las micas. De hecho se comprobó que dicha mineralización no - respondía a ningún método físico de separación. Por tanto, y al nivel en que quedó la investigación de reservas, éstas quedaron reducidas a la mineralización asociada al leucogranito - que se cifraron en  $10,3 \cdot 10^6$  Tm., para una ley de corte de 500 gr Sn/t.

La eventual explotación de estas reservas exigiría el uso de explosivos, y su tratamiento sería esencialmente distinto del empleado hasta ahora con el mineral caolinizado, ya que implicaría:

- Trituración (no existente)
- Molienda (no existente)
- Gravimetría
- Flotación de finos (no existente)

En el año 1981, dentro de los trabajos que ENADIMSA realizó para Centro Minero de Penouta, S.A., se llevó a cabo un desmuestre en 31 puntos distintos de una de las balsas de estériles con objeto de determinar la posibilidad de recuperación de los mismos, poniéndose de manifiesto que éstos podrían constituir las reservas de mayor potencialidad de las conocidas.

Los datos procedentes de estudios anteriores realizados por ENADIMSA, en especial los referentes a los contenidos y recuperaciones que se podrían obtener de los estériles de tratamiento que rellenan las distintas balsas existentes, plantean un nuevo dato de singular importancia para el futuro de la explotación, hasta el punto de que podrían constituirse tales estériles en una verdadera y muy provechosa reserva minera, si se confirmaban los datos de análisis y ensayos iniciales de tales "estériles" en poder de ENADIMSA.

Efectuada la visita a la mina por parte de los técnicos encargados del trabajo, y a la vista de la confirmación del estado actual de la explotación, planta de tratamiento, instalaciones, etc, se decidió insistir en el estudio, análisis y ensayo de los citados estériles de balsas, ya que en ellos parecen cumplirse los siguientes puntos a favor:

- Por sí solos constituyen una reserva estimada en unos 8 millones de toneladas, que deberá confirmarse, pero que existen datos suficientes como para hacer verosímil dicha cifra.

- De acuerdo con los datos de recuperaciones históricos de la planta, así como de algún análisis y ensayo efectuados en ENADIMSA con muestras procedentes de una de las balsas, la ley o contenido metálico de estos "estériles" era prácticamente similar a la del mineral primario (entre 600 y 850 gr Sn/t).

- Se trata de unas reservas cuya explotación sería, en principio, no complicada y más barata desde luego que la del mineral primario.

- De confirmarse el buen comportamiento en cuanto a rendimientos mineralúrgicos con un proceso de tratamiento adecuado, la recuperación podría aumentarse sustancialmente respecto a las históricas de la explotación.

Así pues, aunque en la oferta aprobada por el PNAMPM se incluía el estudio de una muestra de 1 t, la realidad es que los técnicos de ENADIMSA decidieron aumentar a dos el número de muestras, una de cada una de las dos balsas más importantes, y en lugar de 1 t llegar a 10 t para cada una de las muestras; todo ello con vistas a confirmar el dato, que consideraron vital, de comprobar el comportamiento de este material en cuanto a la concentración gravimétrica y recuperaciones mineralúrgicas con un tratamiento adecuado.

Basándose en la confirmación positiva de estos datos, así como en los que se recogieron durante la visita a la mina, el estudio de la documentación anterior y un trabajo efectuado por Centro Minero de Penouta, S.A. sobre Presupuesto 1984 con un análisis de alternativas, que facilitó la Dirección General de Minas, se ha redactado este informe, el cual se centra en el estudio de la explotación de los estériles de balsa, estimándose procesos de explotación y tratamiento, inversiones necesarias, costes de operación, análisis económico, etc, y efectuando una comparación final con los resultados de las alternativas analizadas en el trabajo de Centro Minero de Penouta, S.A. antes citado.

## 2.- RESUMEN, CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

Del análisis de la situación actual de la explotación , del estudio de la documentación facilitada y/o en poder de ENA DIMSA y de los nuevos datos procedentes de los análisis y estudios realizados para este informe, se pueden deducir los siguientes puntos:

### RESUMEN DE LA SITUACION ACTUAL

La situación actual de la explotación de Centro Minero de Penouta, S.A. se puede resumir en:

#### - Desde el punto de vista técnico:

- . Falta un conocimiento claro de las reservas y características del yacimiento primario.
- . La situación física de la corta es muy difícil, con taludes fuertes e inestables y frentes de arranque muy cerrados, lo que implica la necesidad de arrancar gran volumen de estériles para descubrir nuevo mineral primario. Por otra parte, el material caolinizado que se ha venido explotando hasta ahora, está prácticamente agotado, sustituyéndose estas reservas por un leucogranito duro que implicará nuevos métodos de explotación y tratamiento.

- . Las recuperaciones mineralúrgicas son francamente bajas debido a un proceso de tratamiento inadecuado - (utilización de Jigs en la preconcentración de finos).

- Desde el punto de vista económico:

- . Como consecuencia de los defectos técnicos en los procesos de tratamiento, los ejercicios económicos han - sido negativos en los últimos años, produciéndose un resultado operativo negativo, incluso sin contar los costes financieros.
- . La situación financiera de la sociedad es prácticamente insostenible, la deuda a corto y medio plazo según el balance social de 23 de Febrero de 1983 es de unos 2.600 MP y los costes financieros, según los presupestos efectuados por Centro Minero de Penouta, S.A., suponen el 54% de los costes totales.

- Desde el punto de vista laboral:

- . La plantilla actual de la sociedad parece algo excesiva, 136 personas; la estimación de plantilla que se - hace en este informe, según el método de explotación y tratamiento que se recomienda, es de unas 115 personas, incluidas 13 personas de subcontrata.

Está perfectamente claro que de persistir las condiciones actuales, en cuanto a sistemas de explotación y tratamiento del mineral, la viabilidad técnica y económica de la explotación es imposible.

## CONCLUSIONES

Las conclusiones que se deducen con los datos y estudios existentes se resumen en:

- Se confirma la posibilidad de explotar económicamente el material existente en balsas, ya que en ellos se cumplen - las siguientes características:

- . Existe un volumen de reservas con leyes metálicas su ficientes como para justificar por sí solas su explotación. Convendrá confirmar este volumen estimado - ( $8 \cdot 10^6$  t), si bien existen datos históricos suficientes que avalan verosímilmente esta cifra.
- . Se trata de un material fácilmente explotable en principio; se ha tanteado su explotación mediante scraper o draga, y la inversión y coste de explotación son, - desde luego, más bajos que los que precisaría el mineral primario.
- . Los rendimientos mineralúrgicos que se pueden obtener con un proceso de tratamiento adecuado pueden alcanzar valores comprendidos entre el 50 y el 70% para el estaño y del 20 al 30% para la tantalita, dependiendo estas recuperaciones de la distribución granulométrica del mineral acumulado en los diques de estériles.

- La explotación de estas reservas puede disponerse en breve plazo (1 año) y con inversiones no muy altas ( $\approx 300$  MP), pudiendo llevar a la explotación a trabajar con beneficios operativos, aún incluyendo el ritmo de amortización de los activos que sigue actualmente la sociedad. Se han analizado tres posi-

bles casos (punto 6.5), y aún suponiendo leyes mínimas con recuperaciones mínimas, sería positivo el resultado operativo en las condiciones precitadas.

- La explotación de este material de balsas, suficiente para 6-8 años al ritmo de 900.000 t/año, facilitará el tiempo suficiente, sin agobios financieros inmediatos, para estudiar con calma la posible explotación económica del mineral primario existente (leucogranito).

- Los puestos de trabajo actuales quedarían casi en su totalidad asegurados, ya que la estimación efectuada para la plantilla necesaria es de 102 personas para Centro Minero de Penouta, S.A. y 13 en la subcontrata del transporte.

#### RECOMENDACIONES

La recomendaciones que el equipo de trabajo de ENADIMSA considera adecuadas para el momento actual son:

- Centrarse de manera inmediata en el estudio final y proyecto de explotación y tratamiento de los materiales de balsas, en especial de la balsa grande, con evaluación de reservas, contenidos metálicos y distribución granulométrica de la misma, según el cronograma de actividades que se incluye en el punto 8 de este informe.

- En un año o poco más, puede ponerse la explotación con unos rendimientos económicos aceptables, obligando, por otra parte, a una parada de actividades, mientras se reforma la planta de tratamiento, de unos 6-8 meses, lo que implicaría el despido temporal de una parte de la plantilla actual.

### 3.- SITUACION ACTUAL DESDE EL PUNTO DE VISTA DE LA EXPLOTACION.

#### 3.1.- GENERALIDADES

La mina está situada en las inmediaciones de la aldea de Penouta, provincia de Orense, siendo la localidad próxima más importante Viana del Bollo de la que dista aproximadamente 12 km.

Se trata de un yacimiento Sn-Ta, localizado en un granito sincinemático que ha sufrido un proceso de greisenización. Aunque la mineralización no se circunscribe exclusivamente al cuerpo granítico y puede aparecer de forma importante en la roca encajante, puede afirmarse que prácticamente la totalidad de lo que se puede denominar yacimiento explotable está contenido en el granito.

Hasta ahora se ha explotado exclusivamente el leucogranito caolinizado, hoy prácticamente agotado, dado que era el área del yacimiento más superficial y como consecuencia la más fácil y rentable de explotar. Además correspondía a la zona apical que en este tipo de yacimiento es la más rica.

#### 3.2.- PRODUCCIONES Y RENDIMIENTOS OBTENIDOS EN EL PERIODO 1981-1983

Según datos suministrados por la Empresa durante este

período, el volumen de mineral tratado, su ley y los rendimientos obtenidos en la planta han sido los siguientes:

AÑO	MINERAL ALIMENTADO* (t)	LEY MEDIA (gr/t)	PRECONCENTRADO LEY/RENDI. (%) / (%)	AFINO LEY/REND. (%) / (%)	RECUPERACION (%)	PRODUCCION (kg en Sn)
1980	454.000	800**	-	-	-	77.665
1981	614.000	866	13,375/29,6	63.4/87,76	26	115.001
1982	868.000	929	17,24 / 25,4	63,66/92,65	23,68	158.693
1983***	738.000	834	8,89 / 16,78	61,42/88,39	14,83	78.722

\* La relación entre mineral tratado y alimentado es aproximadamente de 0,8. Esto se debe a que se elimina la fracción de tamaño superior a 4 mm y que corresponde aproximadamente al 20% del mineral.

\*\* Estimado

\*\*\* Hasta 31-X-1983

El rendimiento obtenido en el lavadero en el periodo - Diciembre (1982) - Junio (1983), en el cual se trataron estériles, es sensiblemente inferior a los alcanzados con mineral primario. Fueron los siguientes:

Preconcentrado	....	13,32%
Afino	.....	86%
Final	.....	11,46%

Es evidente a la vista de estos datos, que el problema de esta explotación es fundamentalmente de tratamiento y es en este campo donde se podrá intentar conseguir las mejoras más importantes.

### 3.3.- RESERVAS

Según las estimaciones realizadas por la Empresa el volumen de reservas disponibles es el siguiente:

#### a) Mineral primario

La Empresa ha reformado una cubicación realizada por ADARO, atribuyendo una ley de mineral contenido en zonas situadas entre áreas mineralizadas y en las que no existían datos o mejorando la ley de mineral contenido en zonas que, a su juicio, deberían tener una ley más alta.

El volumen de mineral estimado por la Empresa es de 7.394.102 m<sup>3</sup>, que transformado en toneladas, suponiendo una densidad de 1,8 t/m<sup>3</sup>, es de 13.309.384 t con una ley media en estaño contenido de 675 gr/t.

De este mineral aproximadamente 750.000 m<sup>3</sup> correspondería a leucogranito caolinizado.

La cubicación realizada por ADARO arrojó los siguientes resultados:

<u>LEY DE CORTE</u>	<u>LEY MEDIA</u>	<u>RESERVAS</u>
500 gr/t	734 gr/t	10.316.250 t
600 "	859 "	6.142.500 t
700 "	1.045 "	3.251.250 t
800 "	1.204 "	2.160.000 t

b) Balsas de estériles

En la mina existen actualmente cuatro balsas de estériles que denominaremos B-1, B-2, B-3 y B-4, y de las cuales B-4 es la balsa del actual lavadero.

Se han estimado las siguientes reservas en las balsas:

<u>BALSAS</u>	<u>VOLUMEN (m<sup>3</sup>)</u>	<u>TONELADAS</u>
B-1	599.000	1.198.000
B-2	99.000	198.000
B-3	200.000	400.000
B-4	<u>3.500.000</u>	<u>7.000.000</u>
TOTAL	4.398.000	8.796.000

de las cuales vamos a estimar que 6.000.000 t son recuperables, teniendo en cuenta una ley de corta mínima.

El volumen de material cubicado en la balsa B-4, la más importante, es solamente estimado por no disponerse de datos exactos. Esta masa ha sido deducida aproximadamente de los volúmenes de mineral tratados anualmente por el lavadero desde su construcción (año 1975).

De la balsa B-1 se han deducido ya 476.000 t (238.000 m<sup>3</sup>) extraídos y tratados durante el periodo comprendido entre Diciembre de 1982 y Junio de 1983.

Respecto a la ley en mineral contenido del material de las balsas, no se tiene prácticamente ningún dato. En ADARRO se realizó en el año 1981 un ensayo sobre una muestra de -

mineral procedente de la balsa B-1, cuya ley media era de 869 gr/t de Sn y 69 gr/t de Ta, aunque este dato no es extrapolable por no conocerse la distribución de la muestra, tanto en superficie como en profundidad.

Por otro lado si suponemos que el mineral primario - tratado en 1983 tiene el mismo contenido en metal que el del año 1982, 929 gr/t, obtenemos una ley para el material de balsa tratado, procedente de B-1, del orden de 884 gr/t. Dato - tampoco extrapolable por haberse extraído el material fundamentalmente de la cabeza de la balsa que corresponde a la zona más rica de la misma.

De todas formas se puede suponer, con bastante verosimilitud que la ley media de estas balsas supere los 700 gr/t e incluso los 800 gr/t.

#### 3.4.- RESERVAS ACCESIBLES EN MINA Y BALSAS

La mina se encuentra totalmente falta de preparación. Suponemos que con el fin de reducir los gastos de explotación y con ello las pérdidas, se paró prácticamente el arranque de estéril y se redujo la operación a extraer mineral, llegándose así a la situación actual de una corta muy cerrada y que - necesita urgentemente para poder continuar la operación un retranqueo de los taludes y el tendido de los mismos.

El mineral tanto primario como de balsas de estériles accesible con los medios de explotación actuales, es el siguiente:

a) Mineral primario

Aproximadamente 144.000 t (80.000 m<sup>3</sup>) de leucogranito caolinizado, localizado en la zona Sur de la mina.

b) Balsa B-1

Quedan del orden de 100.000 t (50.000 m<sup>3</sup>) accesibles por medios convencionales.

c) Balsa B-3

Unas 400.000 t (200.000 m<sup>3</sup>). De esta balsa es de donde se - está extrayendo ahora el mineral y es de muy baja calidad.

En total el mineral accesible cubica un máximo de 644.000 t, lo que supone unas reservas del orden de 8 meses - con el ritmo de tratamiento actual.

### 3.5.- SITUACION DE LA CORTA

Actualmente la única labor que se realiza en la corta es el arranque de estéril en la zona N.E., con el fin primordial de retranquear y rebajar la altura de un talud, que superaba ampliamente los 100 m y representaba un peligro, pues el arranque de mineral se realizó este verano al pie de ese talud.

La impresión general que se recibe de la mina no puede ser positiva y a la evidente ausencia de una planificación de la operación se une la falta de unos criterios de diseño - que definan el esquema de la explotación.

Así por ejemplo podríamos citar como puntos más llamativos los siguientes:

- Pistas, totalmente inadecuadas a las necesidades de la mina, estrechas, solo tiene cabida un vehículo, con fuertes pendientes y mal mantenidas, bacheadas y con huellas profundas de rodada.
- Tajos, poco limpios y mal mantenidos.
- En los bancos, no existe una altura unificada de explotación y son muy altos para la maquinaria disponible.
- Taludes, son muy fuertes, ya que se ha producido un reagrupamiento de los bancos de explotación, originando alturas en general muy superiores a los 30 m, incluso del orden de 100 m, dando lugar a una situación que no parece muy segura. De hecho ya se ha producido algún desprendimiento.

En resumen el estado de la explotación es deficiente, con una falta absoluta de adelanto de estéril lo que ha conducido prácticamente a la inexistencia de mineral preparado. Para acceder a nuevo mineral, será necesario adelantar el desmonte lo cual representa una inversión importante.

La operación es llevada en regimen de contrata, practica muy usual en la minería española. La Empresa contratista es la Constructora Hispano-Alemana que a su vez subcontrata a un contratista de la zona.

El control de la operación es realizado por la empresa contratista, mientras que la dirección técnica de la operación corresponde a la propia mina.

Hasta ahora tanto el estéril como el mineral eran directamente arrancable o ripable, pero este año ha sido necesario ya volar, aunque solo una proporción pequeña, del orden del 10% del material movido. En años futuros esta proporción debe aumentar continuamente pudiendo llegar a ser del orden del 50%.

### 3.5.1.- Parque de maquinaria

El parque de maquinaria de que se dispone actualmente en la mina y perteneciente todo él al contratista local es el siguiente:

<u>MAQUINA</u>	<u>MODELO</u>	<u>CAPACIDAD</u>	<u>POTENCIA</u>	<u>N° Uds.</u>
Pala cargadora	CAT-988	4 m <sup>3</sup>	325 HP	1
Pala cargadora	CAT-980-B	3,5 m <sup>3</sup>	265 HP	2
Retroexcavadora	BRØYT-41	3 m <sup>3</sup>	245 HP	1
Tractor de cadena	KOMATSU-355	-	410 HP	2
Tractor de cadena	CAT-D-6	-	140 HP	1
Motoniveladora	WAKEFIELD	-	125 HP	1
Camiones	MAN, MERCEDES	24 t	-	17
Perforadora	-	3" Ø	-	1

Además en breve plazo se incorporará otra pala cargadora, una Internacional modelo 560 (415 HP y 5 m<sup>3</sup>).

Para la carga del mineral en el lavadero, se dispone de dos palas cargadoras CAT-966 (170 HP y 2,5 m<sup>3</sup>) y un tractor de cadenas Deutz (75 HP).

El parque de maquinaria, aunque en general viejo y no

parece que demasiado bien mantenido, es suficiente para el movimiento del estéril que se efectúa. Hay que hacer la única - salvedad de la perforación, que en caso de que aumente, como - está previsto, su volumen, será necesario ir a un diámetro de perforación mayor con el fin de disminuir su coste.

### 3.5.2.- Organización del trabajo

El personal de la mina pertenece como es lógico a la contrata local y trabaja a dos relevos con el siguiente horario:

	<u>LUNES - VIERNES</u>	<u>SABADO</u>
1 <sup>er</sup> relevo	7 h - 20 h	7 h - 13 h
2 <sup>o</sup> relevo	21 h - 6 h	14 h - 20 h

siendo el número de días laborables al año del orden de 300.

### 3.5.3.- Costes de explotación

Los costes de explotación que actualmente tiene establecidos el contratista local, son los siguientes:

- Esteril (arranque sin voladura, carga y transporte) ..... 137,3 Pta/m<sup>3</sup>
- Mineral (arranque sin voladura, carga y transporte) ..... 143,5 "
- Material muro de balsa (arranque, carga, transporte, extendido y compactado) ..... 164,3 "

A estos precios hay que sumarles el recargo que afecta el contratista principal (Constructora Hispano-Alemana) -

en concepto de dirección de obra, que es el 6,5% de la facturación del contratista local.

Para ello aplican la siguiente fórmula:

$$\frac{\text{Coste x 1,04 (I.T.E.)}}{(1 - 0,065)}$$

Resultando al final los siguientes costes brutos para la Empresa:

$$\text{Estéril : } \frac{137,3 \times 1,04}{0,935} = 152,72 \text{ Pta/m}^2$$

$$\text{Mineral : } \frac{143,5 \times 1,04}{0,935} = 159,61 \text{ Pta/m}^3$$

$$\text{Material muro de balsa: } \frac{164,3 \times 1,04}{0,935} = 182,75 \text{ Pta/m}^3$$

Estos precios finales no son altos y son acordes en comparación a otras minas, pero lo que en principio si parece superfluo, es el paso intermedio de la facturación a través de la Constructora Hispano-Alemana, lo que supone un recargo del 11,23% (4% I.T.E. y 6,5% por contrata) que para una facturación del orden de 300 M.Pta/año resulta una cantidad apreciable.

En cuanto a la perforación y voladura, estos tienen un precio muy alto 156 Pta/m<sup>3</sup>. Esto es debido a que hasta el presente han sido operaciones ocasionales y representaban un gasto secundario en la explotación y por ello se ha perforado con diámetro pequeño. Pero si apartir de ahora aumenta -

el porcentaje de material volable, será necesario ir a diámetros de perforación mayores y a esquemas de voladuras más rentables.

El volumen de material perforado y volado hasta ahora así como sus costes han sido los siguientes:

Volumen .....	150.000 m <sup>3</sup>
Metros perforados ..	18.000 m
Rdt° por m. perfor..	8,33 m <sup>3</sup> /m
Consumo especifico	
de explosivos .....	350 - 400 gr/t
	- 1/3 goma
	- 2/3 nagolita

Se ha perforado con una máquina contratada con martillo en fondo y con diámetro de perforación de 3 pulgadas. El coste contratado por metro lineal perforado es de 575 x 1,04 Pta/m.

#### 4.- SITUACION ACTUAL DESDE EL PUNTO DE VISTA DE LA PLANTA DE TRATAMIENTO

Para juzgar como es debido los resultados mineralúrgicos obtenidos en Penouta, es preciso examinar, en primer lugar, la trilogía fundamental que rige todo proceso mineralúrgico debidamente concebido y contrastar la actividad desarrollada con la que teóricamente debería imponerse. Para ello, se deberán examinar:

- a) Las características mineralógicas de la mena a tratar.
- b) Los métodos de preparación previos a la separación de las especies.
- c) Las técnicas de concentración empleadas.

Sólo así se podrán explicar los resultados que se vienen obteniendo y se podrán establecer posibles alternativas que permitan mejorarlos.

##### 4.1.- CARACTERISTICAS MINERALOGICAS

Desde el punto de vista mineralúrgico, existen dos tipos de mineral a tratar:

- 1) El leucogranito primario, más o menos consolidado.
- 2) El material altamente caolinizado, del que aún queda una parte en la mina, pero que, en mayor proporción, se encuentra en las balsas de estériles.

La importancia de ambos tipos de mineral ha quedado reflejada en la estimación de reservas (apartado 3.3. del Estudio Minero).

Para beneficiar el primer tipo de mineral se precisa de la intervención del machaqueo, trituración y molienda; operaciones de las que no se dispone en la planta de tratamiento actual.

Por el contrario, el tratamiento del mineral caolinizado puede hacerse sin contar con un taller de fragmentación. Por ello, y por la importancia de las reservas de este tipo de mineral, el planteamiento actual de la explotación se ha centrado en él.

Por otra parte, las características de liberación de las especies son similares en ambos tipos de mineral. Es preciso llegar a tamaños inferiores a 1 ó 2 mm para alcanzar una liberación que permita la separación de un residuo suficientemente limpio, a nivel de preconcentración.

La distribución de valores, según un estudio efectuado por ENADIMSA en noviembre de 1981, sobre una muestra aparentemente representativa de las balsas de estériles, dió lugar a las cifras que se reflejan en el Cuadro 1.

CUADRO 1. Análisis granulométrico del mineral procedente de de las balsas de estériles

CATEGORIAS (mm)	PESO (%)	LEYES p.p.m.		DISTRIBUCION ,%	
		Sn	Ta	Sn	Ta
> 4	1,26	-	-	-	-
4 - 3,327	0,50	443	25	0,26	0,18
3,327 - 2,362	0,90	590	30	0,62	0,40
2,362 - 1,651	4,03	257	30	1,08	1,80
1,651 - 1,000	5,47	304	46	1,94	3,73
1,000 - 0,833	8,79	289	32	2,96	4,16
0,833 - 0,589	5,20	580	35	3,52	1,93
0,589 - 0,417	6,41	667	42	4,99	3,99
0,417 - 0,295	6,66	873	35	6,78	3,45
0,295 - 0,208	6,66	1.577	89	12,26	8,79
0,208 - 0,147	9,65	1.828	123	20,57	17,58
0,147 - 0,104	7,44	1.906	156	16,55	17,21
0,104 - 0,074	5,60	1.574	121	10,28	10,03
0,074 - 0,038	10,66	1.170	72	15,56	11,37
< 0,038	20,77	150	50	3,63	15,38
TOTALES	100,00	869	69	100,00	100,00

-----

NOTA: La fracción mayor de 4 mm fue descartada por su escasa entidad y por considerar que su tratamiento mineralúrgico no se justificaba ante lo insignificante de su contenido metálico, en el conjunto de la muestra.

Es evidente que hay un enriquecimiento más acusado en las fracciones granulométricas comprendidas entre 0,295 y 0,038 mm (48 y 400 mallas Tyler), llegándose, prácticamente, a duplicar la ley en Sn y Ta del conjunto. Por otra parte, estas fracciones recogen casi las tres cuartas partes del estaño y las dos terceras partes del tántalo contenido en toda la muestra.

No obstante, las fracciones comprendidas entre 0,833 y 0,295 mm (20 y 48 mallas Tyler) acusan leyes nada despreciables en Sn y, probablemente, también en Ta, por lo que deberán ser incluidas en el tratamiento mineralúrgico que se vaya a realizar.

Sin embargo, las fracciones mayores de 0,833 mm podrían ser descartadas, como lo fue la mayor de 4 mm, dado su relativamente escaso contenido metálico.

Por tanto, el tratamiento mineralúrgico de este material parece ya perfilarse, prácticamente, en las categorías menores de 1 mm y, puesto que la eficacia del tratamiento gravimétrico se pierde por debajo de las 38 micras, es conveniente eliminar lo menor de dicho tamaño. De esta forma, la interpretación industrial del análisis granulométrico del Cuadro 1, es la que se hace en el Cuadro 2.

CUADRO 2. Reparto granulométrico previsible en un proceso industrial

CATEGORIAS (mm)	DESTINO	PESO (%)	LEYES p.p.m.		DISTRIBUCION ,%	
			Sn	Ta	Sn	Ta
> 1,000	Rechazo	12,2	283	34	3,9	6,1
1 - 0,034	Tratamiento	67,0	1.183	80	92,5	78,5
< 0,038	Rechazo	20,8	150	50	3,6	15,4
T O T A L		100,00	869	69	100,00	100,0

Sin embargo, en la planta actual, se rechaza lo mayor de 4 mm y, prácticamente, lo menor de 0,2 mm incurriendo así en un doble inconveniente:

- a) Se hace un trabajo inútil sobre la fracción 4 -1 mm, puesto que no tiene ley que lo justifique.
- b) Se pierde la mayor parte de los valores al rechazar la porción 0,2 - 0,038; según el estudio que se acaba de ver, el 62% del Sn está en esa fracción.

#### 4.2.- METODOS DE PREPARACION

Dado el carácter caolinítico de la mena, es preciso recurrir al desgrumado y desenlodado del mineral bruto, antes de intentar cualquier operación de preparación y clasificación. En la actualidad ésto se viene efectuando eficazmente con tambores desenlodadores alimentados directamente con la pulpa resultante del arrastre del mineral bruto con monitores de agua a presión.

La salida de los tambores desenlodadores se clasifica me-

diante trómeles concéntricos adosados a la boca del tambor. Dichos trómeles van provistos de telas de 12 mm y 4 mm de luz para protección clasificación, respectivamente.

La fracción mayor de 4 mm se vuelve a clasificar de nuevo para asegurar la eficacia de la operación, en cuatro cribas vibrantes horizontales del tipo Low-Head; 2 de 6" x 16"; y otras 2 de 4" x 16". Todas ellas juntas tienen capacidad para tratar el tonelaje que se está pasando.

Lo mayor de 4 mm se rechaza como estéril.

Ya se ha visto que el corte más adecuado se halla en las proximidades del milímetro. Pero, un corte como éste reduce muy considerablemente la capacidad de las cribas vibrantes y no serán suficientes las que hay instaladas en la planta.

Pasando al otro extremo, el corte inferior estaba previsto efectuarse con 10 ciclones deslamadores de 300 mm  $\emptyset$  y, de hecho, la instalación existe, pero no se utiliza porque los ciclones están en mal estado. En su lugar las lamas se eliminan más adelante sobre el preconcentrado de desbaste con el rebose de 4 clasificadores helicoidales, 3 de 36"  $\emptyset$  y otro de 48"  $\emptyset$ , proporcionando un corte mucho más grueso que el que sería deseado por falta de la superficie de embalse necesaria. Este es un punto donde se produce una pérdida importante de valores.

#### 4.3.- METODOS DE CONCENTRACION

##### 4.3.1.- Tratamiento en cribas hidráulicas

Para el tratamiento del menor de 4 mm se dispone de 24 cribas hidráulicas PAN AMERICAN, tipo duplex, de 42" x 42" para el desbaste y 6 duplex de 36" x 36" más 2 duplex de 42" x 42" para el relavo.

En principio, esta batería de cribas tiene capacidad superior a la que está tratando. Lo malo es que, al no funcionar los ciclones, las cribas de desbaste reciben toda el agua que se utiliza en la clasificación a 4 mm y, por lo tanto, el caudal que fluye por ellas es excesivo. Para colmo, su instalación en esta etapa es cuadrúplex, con lo que el caudal de arrastre en los últimos compartimientos es aún mayor. Este es el motivo por el que se produce una de las mayores pérdidas de metal.

El deslamado, o corte inferior, se lleva a cabo sobre el preconcentrado de desbaste, antes de entrar al relavo en la segunda etapa de cribas hidráulicas. Por ello, las cribas de relavo funcionan mejor que las de desbaste. Pero, de cualquier forma, la recuperación de valores en las fracciones granulométricas superiores al milímetro son muy escasas.

#### 4.3.2.- Tratamiento en mesas concentradoras

La siguiente etapa de enriquecimiento está integrada por las mesas concentradoras. Hay 18 mesas para el desbaste y 10 mesas para el relavo.

Esta es la única fase del proceso en la que se recuperan valores con cierta entidad. Pero, observando el tamaño de las partículas recuperadas, se evidencia la falta de granos auténticamente finos, confirmando las pérdidas de éstos por el arrastre de las aguas en las etapas precedentes.

Si no se hubiesen perdido tantos finos a lo largo del proceso, las mesas no tendrían capacidad suficiente para abordar su tratamiento. Sin embargo, en la marcha actual, las mesas van descargadas, señalando nuevamente la pérdida de finos.

El enriquecimiento que se obtiene en esta fase es muy es caso. A pesar de tener una etapa de relavo, sólo se llega a con centrados con el 12 - 15% de estaño y, a veces, menos.

Por tanto, el volúmen de tierras enviado al afino es un tanto exagerado.

#### 4.3.3.- El taller de afino

Este taller funciona con mesas concentradoras, separado res magnéticos de alta intensidad y separadores electrostáti - cos. Se dispone también de un horno secador giratorio, un mo - lino de impactos y una criba de varios pisos.

Todo ello funciona en discontinuo y normalmente. No hay nada que objetar. Esta es una sección aprovechable tal y como está en la actualidad.

5.- PLANTEAMIENTOS O PUNTOS DE PARTIDA BASICOS PARA  
EL APROVECHAMIENTO DE LOS ESTERILES DE BALSAS.

5.1.- NECESIDADES DE INFRAESTRUCTURA

En este capítulo como única obra importante de infraestructura se prevé la construcción de una nueva balsa de estériles, ya que la actual sería la explotada en primer lugar, - aparte de que no deben mezclarse los estériles procedentes - del nuevo lavadero con los del antiguo que en principio son - los explotables. Para esta nueva balsa será necesario construir un nuevo dique de gravedad.

En la estimación del coste del dique solamente aproximada, pues la balsa se ha ubicado en los terrenos señalados - por la Empresa y de los cuales se carece de topografía, hemos adoptado los siguientes puntos de partida:

- Densidad media del material de presa :  $2,2 \text{ t/m}^3$
- Densidad media del material a embalsar :  $2 \text{ t/m}^3$
- Pendiente del terreno : 3-4%

La sección de la presa debe cumplir con los siguientes parámetros de seguridad:

- Contra el vuelco
- Contra el deslizamiento
- Comprobar que en ningún punto del macizo se rebasan las cargas prácticas del material.

La sección adoptada es trapezoidal con un ancho de coronación de 6 m, análogo al existente en la actualidad, y se ha estimado un talud natural del material de 30°, que es el que se ha dado a la presa (Fig. 1 ). Esta sección cumple en principio perfectamente las condiciones de seguridad exigidas. Así mismo se ha supuesto que la presa alcanza su máxima altura en el punto central y disminuye progresivamente hacia los laterales (Fig. n° 1).

Con estas premisas y suponiendo un precio de 220 Pta - para el metro cúbico de dique, se ha procedido al cálculo de su coste. Ahora bien el dique será necesario irlo recreciendo a medida que avanza la explotación. Para reflejar esta situación hemos calculado la inversión correspondiente a los dos - primeros años de operación, capacidad de la presa 1.000.000 m<sup>3</sup>, a los cuatros años, capacidad 2.000.000 m<sup>3</sup> y la situación final que corresponde aproximadamente a 3.000.000 m<sup>3</sup>.

La inversión necesaria y las características del dique siempre desde origen son las siguientes:

a) A los dos años

Capacidad .....	1.000.000 m <sup>3</sup>
Altura de presa ....	20 m
Longitud de muro ...	500 m
Vol. del macizo ....	136.700 m <sup>3</sup>
Inversión .....	30.000.000 Pta

b) A los cuatro años

Capacidad .....	2.000.000 m <sup>3</sup>
Altura de presa ..	28 m

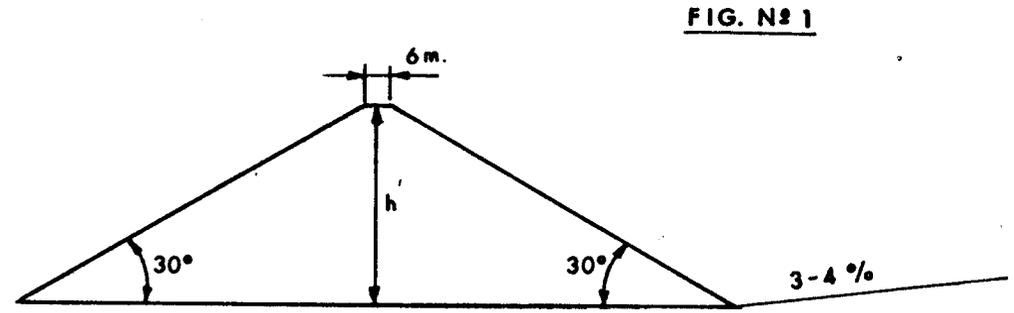
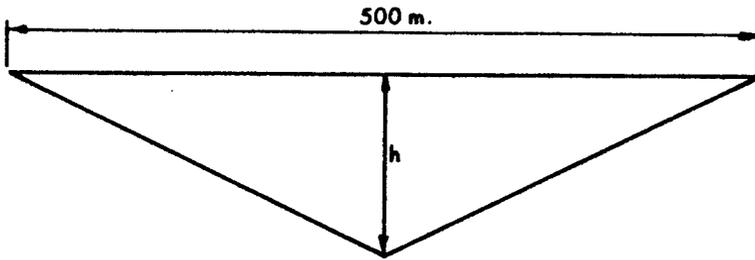
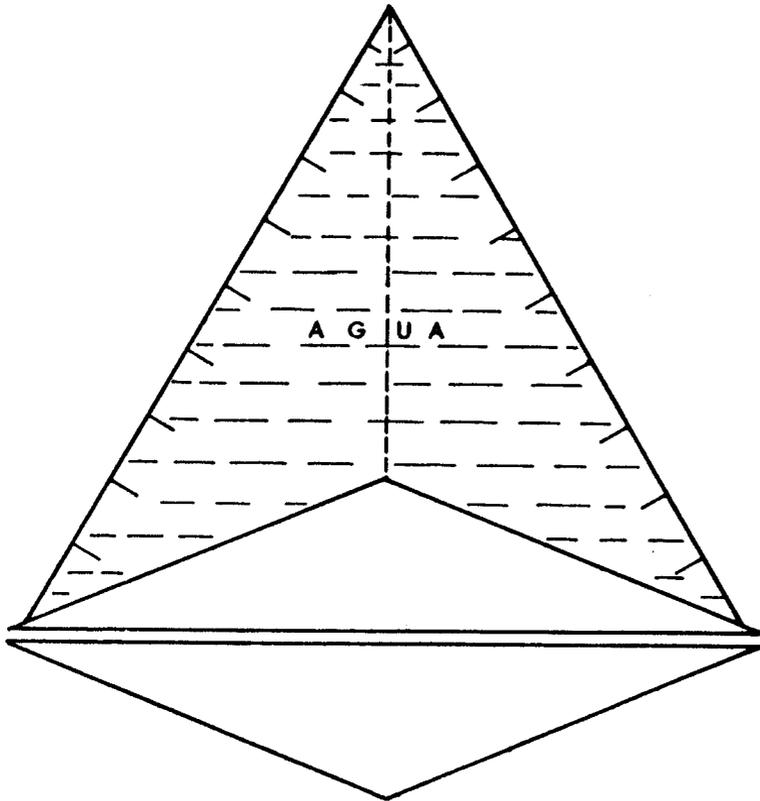


FIG. N° 1



Longitud de muro	....	600 m
Volumen de macizo total		308.000 m <sup>3</sup>
Inversión total	.....	67.760.000 Pta

c) A los seis años

Capacidad	.....	3.000.000 m <sup>3</sup>
Altura de presa	.....	34 m
Longitud de muro	.....	650 m
Vol. del macizo total	.	479.000 m <sup>3</sup>
Inversión total	.....	105.000.000 Pta

5.2.- POSIBLES METODOS DE EXPLOTACION, VALORACION  
DE INVERSIONES Y COSTES DE OPERACION

Despues del análisis de la situación actual de la explotación (Punto 2), que como hemos visto no es demasiado optimista, parece evidente que la operación en los próximos años debe centrarse en la explotación de las balsas. A pesar de ello analizaremos la posibilidad de continuar alimentando el lavadero con el mineral primario procedente de la mina.

Entre los métodos posibles se analizan los 2 siguientes para la explotación de las balsas:

- a) Arranque mediante scraper y transporte bien por camiones o bien por tubería.
- b) Arranque mediante draga y transporte del material por tubería .

Más adelante vamos a describir las dos variantes previstas de explotación de las balsas, así como cuantificar - tanto la inversión necesaria para cada una de ellas como sus costes operativos.

#### 5.2.1.- Posibilidad de continuar las labores de la corta

El continuar alimentando el lavadero con mineral primario procedente de la corta supondría un gran esfuerzo inicial, pues, según datos proporcionados por la Dirección de la mina (Estudios y modificaciones al presupuesto 1983) para alcanzar las reservas de mineral caolinizado restantes, unos 750.000 m<sup>3</sup> (1.350.000 t), sería necesario mover aproximadamente 1.579.000 m<sup>3</sup> de estéril de los cuales unos 600.000 m<sup>3</sup> exigirían el empleo de explosivo.

Suponemos que la operación, tal como ha sucedido hasta la fecha, continua realizándose a contrata con la única - diferencia de la desaparición del paso intermedio entre la - Empresa y el contratista local, que significa la Constructora Hispano-Alemana. Los costes unitarios de operación, estimando un incremento del 10% sobre los del año 1983, sería de 150 Pta/m<sup>3</sup> para el estéril, 157 Pta/m<sup>3</sup> para el mineral, mientras que para perforación y voladura se prevén 100 Pta/m<sup>3</sup>.

En resumen el coste de esta operación que cubriría la producción de 18 meses sería de 414,600 M.Pta con un coste - por tonelada de mineral de 307 Pta/t.

### 5.2.2.- Método de explotación de las balsas de estériles mediante scraper

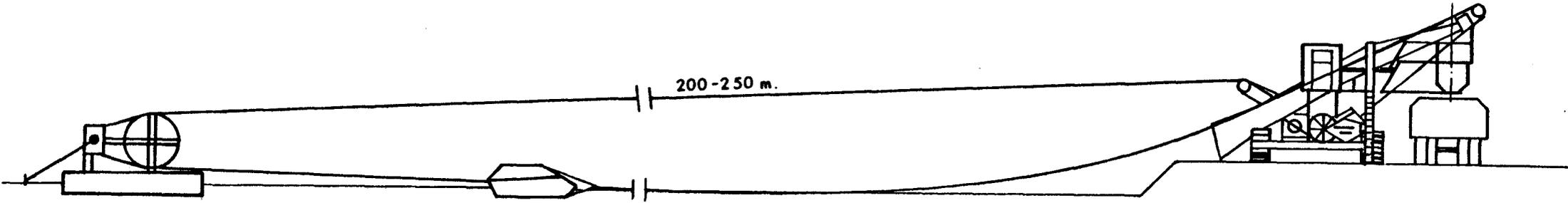
En esta variante el arranque y carga del material se realiza mediante un scraper montado sobre orugas, mientras que el transporte es posible efectuarlo bien sobre camiones o bien mediante bombas de pistón, del tipo de las empleadas en el transporte de hormigón, aunque esta segunda posibilidad no se va a estudiar en principio, debido a lo elevado de la inversión, postergando su estudio a un posible proyecto de detalle posterior.

En esencia el método consiste en ir extrayendo el "mineral" de la balsa en tongadas (de poca potencia). Para ello se coloca el scraper en el borde de la balsa mientras que la polea de reenvío es situada en la zona central de ésta (Plano nº 1). Esta polea va montada sobre una plataforma y dispone de una superficie de sostenimiento suficiente, ya sea mediante flotadores o cualquier otra solución constructiva, para evitar que se clave y que no sea difícil su desplazamiento a lo largo de la superficie de la balsa mediante los tornos situados en la orilla (Plano nº 1).

La forma de operar es la siguiente: la cuchara es llevada hasta las proximidades de la polea de reenvío (200-250m) y en el arrastre de retorno se produce la carga, arrancando el material en forma de rebanada y procurando que la cuchara no hunda demasiado lo que se consigue regulando la tensión del cable de arrastre (Ver fig. nº 2).

El scraper, con el fin de conseguir una movilidad suficiente, va montado sobre orugas y se desplazará a lo largo del borde de la balsa mientras que la polea de reenvío permanece

Fig. n<sup>o</sup> 2



fija, describiendo el conjunto una especie de abanico. Cuando sea necesario se cambiará la ubicación de la polea de reenvío mediante los tornos situados en la orilla y se repetirá sucesivamente la operación antes mencionada.

Una vez rebajado el nivel de la balsa una determinada altura, de 5 a 10 m, aunque este punto lo fijará la experiencia una vez comenzada la operación, no toda la que permitiría la máquina con el fin de poder controlar bien el cazo, descendería el scraper al nuevo borde de la balsa, discurrendose posteriormente la operación de forma análoga a lo ya descrito.

Una incógnita que presenta esta variante, es el comportamiento del material una vez haya pasado la cuchara. Lo más probable es que el material una vez extraída la capa superior, fundamentalmente la próxima al vertido del lavadero que es la de mayor granulometría, carezca de cohesión y fluya restituyendo la superficie. De confirmarse esta suposición el scraper disminuiría considerablemente sus desplazamientos.

El transporte hasta la cabeza del lavadero se realizaría en principio mediante camiones que cargarían directamente de una tolva, que tiene el scraper.

Tanto el transporte como el mantenimiento de la pista - se estima que sería conveniente realizarlo mediante contrata.

#### 5.2.2.1.- Cálculo del equipo

Vamos a tomar como bases de partidas las siguientes premisas:

Número de días laborables al año:	300
Producción anual	:900.000 t
Producción diaria	: 3.000 t

y a partir de las cuales vamos a calcular los equipos:

- Arranque

El equipo de arranque y carga prevista es un scraper sobre orugas con una cuchara de 10 m<sup>3</sup> y una potencia instalada de 291 Kw (396 HP).

El rendimiento de esta máquina suponiendo los siguientes factores:

Eficiencia: 0,83  
Disponibilidad: 0,9  
Factor de llenado: 0,9  
Ciclo: 5 minutos (para una distancia de 220 m)

sería de:

$$R = \frac{0,83 \times 0,9 \times 0,9 \times 10 \times 60}{5} \quad 80 \text{ m}^3/\text{h}$$

que para una densidad del material de 2 t/m<sup>3</sup> y un tiempo de trabajo por turnos de 7,5 h, arroja un rendimiento por relevos de 1.200 t/m, lo cual supone un 20% de cobertura.

- Transporte

Este se realizaría en principio en regimen de contrata con camiones de 20-24 t de carga y de producción nacional.

Suponiendo los siguientes factores para una distancia de transporte media de 800 m.

Eficiencia: 0,83  
Disponibilidad: 0,7

Factor de llenado: 1  
 Carga: 20 t (10 m<sup>3</sup>)  
 Ciclo: 9

se obtiene el siguiente rendimiento

$$R = \frac{0,83 \times 0,7 \times 20 \times 60}{9} \quad 77 \text{ t/h}$$

El número de unidades necesarias sería de dos, pero sería - conveniente el tener una tercera unidad en reserva, con lo cual el equipo tendría una cobertura del 50%.

#### 5.2.2.2.- Organización del trabajo y plantilla

El regimen de trabajo previsto es a tres relevos y 300 días al año.

Por ello se va a suponer cuatro personas por puesto, da da la limitación de trabajo a 40 h semanales y absorber además, vacaciones y absentismo, con ello la plantilla quedaría de la siguiente forma:

##### a) Propia

Encargado .....	1
Scraper .....	4
Carga .....	4
Descarga .....	4
Mantenimiento mecánico .....	<u>2</u>
TOTAL .....	15

El mantenimiento podría incluso ser realizado en su totalidad por el personal del lavadero.

b) Contrata (transporte y mantenimiento pistas)

Camiones .....	9
Mantenimiento de pistas y varios	2
Mantenimiento mecánico .....	2
	<hr/>
TOTAL .....	13

lo que arroja un total de 28 personas

5.2.2.3.- Costes

Los costes previstos en esta variante de explotación -  
son los siguientes:

- Operación

a) Arranque y carga

Scraper

Combustible 55 l/h .....	2.530 pta
Grasas y lubricantes .....	278 pta
Repuestos .....	2.920 pta
Reparación y conservación ....	<hr/> 1.071 pta
TOTAL .....	6.799 pta

Dado el rendimiento de la máquina (5.2.2.2.) el coste por tonelada obtenido es de 43 pta/t.

b) Transporte

Camiones

Este transporte se realizará a contrata y se ha estimado un precio de 20 pta/t para una distancia de transporte media de 800 m.

- Personal

Los gastos de personal propios suponiendo un coste medio por persona de 1.500.000 pta asciende a 22.500.000 pta lo que - arroja un coste por tonelada de 25 pta.

- Varios

En este punto se incluye el mantenimiento de las pistas e imprevistos y se han estimado en 12 pta/t.

En resumen los costes estimados de esta variante de explotación son los siguientes:

Arranque y carga .....	43 pta/t
Transporte .....	20 pta/t
Varios e imprevistos .....	12 pta/t
Personal .....	25 pta/t

---

TOTAL ..... 100 pta/t

5.2.2.4.- Inversión

Las inversiones que requiere esta variante de explotación ascienden a 122 Mpta y se desglosan de la siguiente forma:

- Maquinaria

En este punto se prevé solamente la adquisición de un scraper, ya que se supone que el transporte se efectuará mediante contrata. El total de la inversión por este concepto asciende a 80 Mpta.

## - Infraestructura

Aquí además de la construcción del dique de la balsa de estériles, cuyo coste se ha estimado para los dos primeros años en unos 30 Mpta, se prevé también la construcción de una pista de aproximadamente 1.500 m de longitud alrededor de la balsa y cuyo coste asciende aproximadamente a unos 12 Mpta. La inversión total en infraestructura en esta variante es de 42 Mpta.

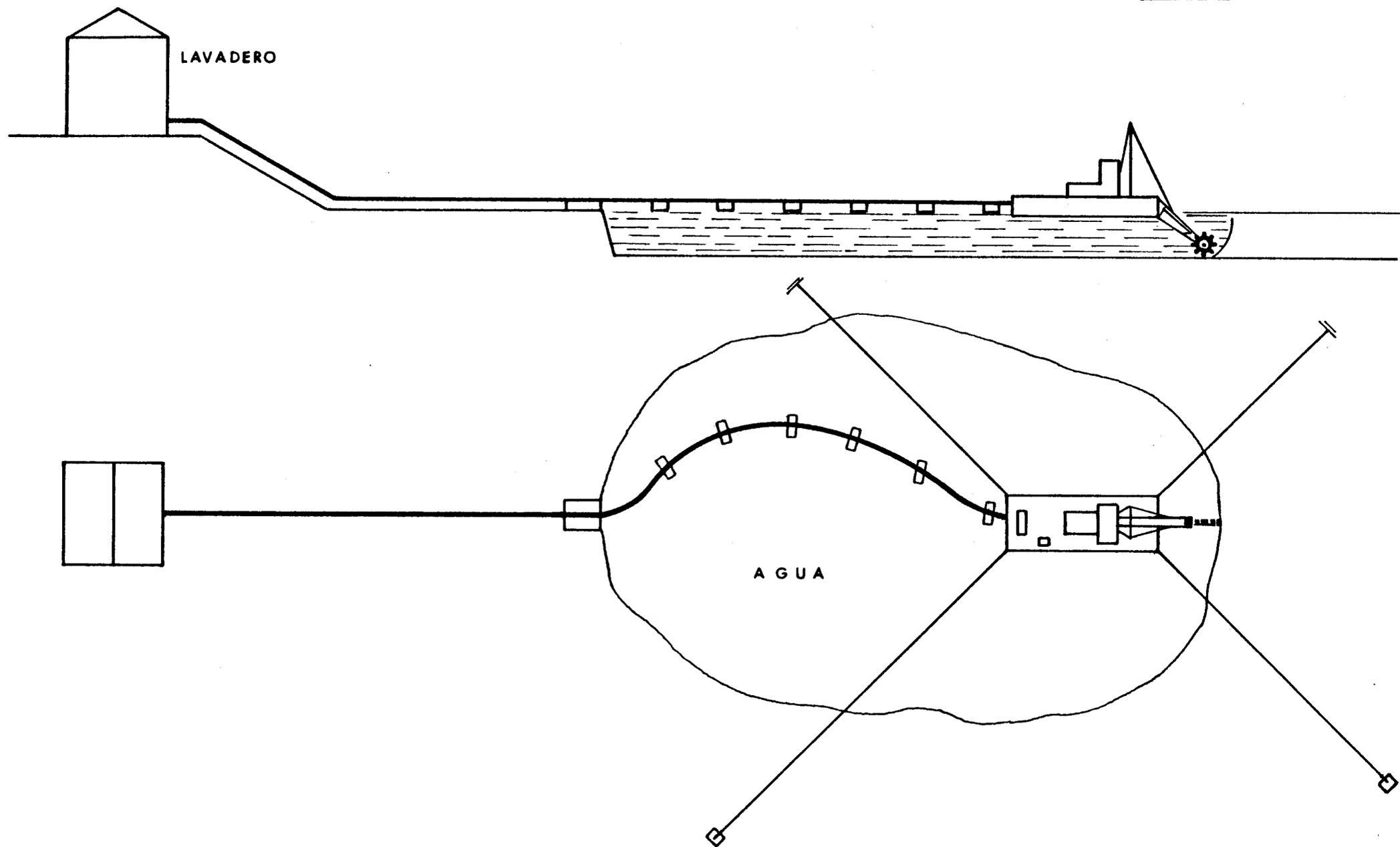
### 5.2.3.- Método de explotación de la balsa de estériles mediante draga

En esta segunda variante de explotación de las balsas el mineral se extrae mediante una draga realizándose su transporte hasta la cabeza del lavadero mediante tubería.

Una vez introducida la draga en la zanja inicial, ya que sino sería necesario recubrir toda la balsa con una lámina de agua de altura superior al calado de la draga, mediante pasadas sucesivas y en toda la superficie de la balsa se va extrayendo el material en rebanadas. Para ello la draga dispone en la cabeza de la escalera de dragado de un elemento de corte, ya sea una rueda de cangilones o una cabeza cortante, que arranca y mezcla el material con el agua formando una pulpa, que a su vez es extraída de forma continua, ya que el elemento de corte rodea la entrada de la tubería de aspiración.

Un esquema de la operación puede contemplarse en la fig. nº 3. Como ya dijimos la draga va arrancando el material en tongadas cuya potencia será función de la longitud de la escalera de dragado y fundamentalmente de la altura de aspiración, que no debe superar ciertos límites para que no disminuya el rendimiento de la bomba de forma importante. Una vez selec

FIG. N° 3



cionada la potencia de la rebanada a extraer, inicialmente la estimamos del orden de 2 m, el mineral será extraído en pasadas sucesivas en toda la superficie de la balsa, para lo cual la draga se desplazará de un punto a otro de ésta mediante - una serie de cabestrantes (tornos), normalmente cuatro, situados sobre el terreno y que además una vez llegados al punto - de arranque mantienen fija la draga.

A popa de la draga se encuentra la conexión de ésta con la tubería de transporte, que estará colocada sobre flotadores, y que llevará el material directamente al lavadero.

Una vez superada una cierta altura será necesario el instalar una bomba de reimpulsión entre el lavadero y la draga.

#### 5.2.3.1.- Cálculo del equipo

Como base de partida tomaremos las siguientes premisas:

Número de días laborables :	300
Producción anual:	900.000 t
Producción diaria:	3.000 t

a partir de las cuales se calcularán los equipos.

La draga seleccionada en principio, que puede ser diesel o eléctrica, tiene previsto como elemento de arranque una rueda de cangilones y una potencia instalada de 420 HP. Esta draga cubre perfectamente la producción exigida por el lavadero de 147 t/h.

La tubería para el transporte se ha elegido para el cálculo, de acero sin soldadura y de un diámetro de 10 pulgadas.

### 5.2.3.2.- Organización del trabajo y plantilla

El regimen de trabajo previsto es a tres relevos y 300 días al año.

Por ello se han estimado cuatro personas por puesto, da da la limitación de trabajo a 40 h semanales y absorber además vacaciones y absentismo. Con estos plantemamientos la plan tilla necesaria sería la siguiente:

Encargado	.....	1
Draga	.....	4
Colocación de tuberías, desplazamiento de la draga, varios	.....	12
Mantenimiento	.....	2
Total	.....	<u>19</u>

El mantenimiento podría incluso ser realizado en su to talidad por el personal del lavadero.

### 5.2.3.3.- Costes

Los costes estimados en esta variante de explotación - del mineral de las balsas son las siguientes:

#### - Operación

El conjunto de draga y tubería se va a considerar en un principio como un todo-uno por no ser necesario todavía la instalación de la bomba de reimpulsión.

Así tendremos:

Combustible 46 l/h	.....	2.116 Pta
Grasas	.....	215 "
Total	.....	2.331 "

Dado que el rendimiento requerido por el lavadero, al que la draga alimenta directamente es de 147 t/h, da un coste de 16 Pta/t.

En cuanto a reparación y mantenimiento se estima que el coste anual sea el 10% de la inversión, lo que da un coste de 10 Pta/t.

En resumen el coste de la operación es de 26 Pta/t.

- Personal

Los gastos de plantilla, suponiendo un coste medio de 1.500.000 Pta por persona y dado que esta es de 19 personas, son de 28.500.000 Pta, lo que arroja un coste por tonelada de 32 Pta.

- Varios e imprevistos

Se ha estimado una repercusión de 12 Pta/t por este concepto.

En resumen los costes de explotación estimados en esta variante son los siguientes:

Operación	.....	26 Pta/t
Personal	.....	32 "
Varios e imprevistos		12 "
Total	....	<u>70 Pta/t</u>

#### 5.2.3.4.- Inversión

La inversión que se estima necesaria para esta variante de explotación asciende a 126 M.Pta, siendo su desglose el siguiente:

##### - Maquinaria y equipos

En este capítulo se prevé la adquisición de una draga cuyo coste es aproximadamente de 65 M.Pta y aproximadamente - 900 m de tubería entre flotante y fija lo que supone una inversión inicial del orden de 26 M.Pta.

La inversión total por este concepto asciende a 91 M. Pta.

##### - Infraestructura

Aquí se prevé la construcción del dique de la balsa de estéril, cuyo coste se ha estimado para los dos primeros años en unos 30 M. Pta. También se han previsto 5 M. Pta en gastos varios de infraestructura.

La inversión total en infraestructura en esta variante es de 35 M.Pta.

### 5.3.- METODO IDONEO DE TRATAMIENTO, VALORACION DE INVERSIONES Y COSTES OPERATIVOS

#### 5.3.1.- Proceso mineralúrgico adecuado

Cuando el tamaño de partículas a tratar es relativamente fino, como en el caso que nos ocupa, la separación gravimétrica se hace en régimen laminar. Las mesas concentradoras constituyen el prototipo más destacado de aparatos que funcionan bajo este principio. Estas, tienen la ventaja de proporcionar una relación de concentración muy elevada aún con entradas relativamente pobres.

Sin embargo, las mesas tienen dos aspectos negativos que son fundamentales a la hora de proyectar su aplicación industrial, particularmente si el tonelaje horario a tratar es muy elevado. Estos inconvenientes son:

- 1) Su reducida capacidad de tratamiento.
- 2) El mucho espacio que requieren.

Si, además, el escaso contenido metálico no permite ir directamente a la obtención de concentrados acabados, y se precisan una o más etapas de preconcentración, el número de mesas necesario se eleva aún mucho más, dando lugar a una instalación desorbitada y a una inversión prohibitiva.

Los conos Reichert vienen a resolver esta situación. Por su gran capacidad horaria y reducida superficie ocupada, contrarrestan los inconvenientes de las mesas. Pero hay que notar que sólo se pueden utilizar en las etapas de preconcentración; es decir, para eliminar estériles acabados. No se deben emplear los conos cuando se rebasa un cierto grado de enriquecimiento

o de contenido de la especie que se desea recuperar. Ese es el momento en que deben intervenir las mesas.

En el caso concreto del mineral de Penouta, al rechazar lo mayor de 1 mm y tratar únicamente la fracción comprendida entre 1 mm y 0,038 mm, se deben suprimir las cribas hidráulicas e instalar conos Reichert encabezando las etapas de preconcentración hasta alcanzar el enriquecimiento idóneo para pasar a mesas. De esta forma, el reparto de tonelajes horarios resultaría muy conveniente, tanto para los conos como para las mesas.

#### 5.3.1.1.- Ensayos efectuados

Para confirmar estos hechos, se tomaron 2 muestras distintas, no representativas, de las balsas de estériles: una, de la balsa grande, B-4, en la que actualmente se están almacenando los estériles de la Planta; y, otra, de la balsa B-1, denominada "La Abeja". Con estas muestras se ha pretendido estudiar el comportamiento de los conos Reichert frente a distintos tipos de material. La primera muestra se tomó en cabeza de la balsa, donde el mineral está enriquecido y predomina el grano grueso. La segunda se tomó de una zona más pobre, con mayor proporción de finos. El análisis granulométrico de ambas es el que figura en los Cuadros 3 y 4, respectivamente.

CUADRO 3 - Análisis granulométrico de la muestra tomada en cabeza de la balsa grande, B-4

Categorías	Pesos, %	Leyes (p.p.m)		Distribución %	
		Sn	Ta	Sn	Ta
+ 1 mm	38,00	624	58	16,90	14,04
1-0,038 mm	48,02	2.100	216	71,88	66,09
- 0,038 mm	13,98	1.126	223	11,22	19,87
Total	100,00	1.403	157	100,00	100,00

CUADRO 4 - Análisis granulométrico de la muestra tomada en la balsa B-1 "La Abeja"

<u>Categorías</u>	<u>Pesos, %</u>	<u>Leyes (p.p.m)</u>		<u>Distribución %</u>	
		<u>Sn</u>	<u>Ta</u>	<u>Sn</u>	<u>Ta</u>
+ 1 mm	24,34	341	43	16,95	16,60
1 - 0,038 mm	43,71	362	64	45,74	44,38
- 0,038 mm	31,95	404	77	37,31	39,02
Total	100,00	346	63	100,00	100,00

Comparando estos cuadros con el Cuadro 1, relativo a una muestra más representativa, se pone de manifiesto la enorme variedad del reparto granulométrico y de la riqueza que se pueden dar a lo largo y lo ancho de una balsa. Este hecho debe tenerse muy en cuenta por lo que afecta a la cantidad y calidad del material que se tratará en la Planta, en un momento dado; así como la importancia que dicho reparto tiene en lo que se refiere al tanto por ciento de metal que entra en la Planta y, por consiguiente, de la recuperación de valores contenidos en el todo-uno.

La fracción 1-0,038 mm de ambas muestras se sometió a 3 etapas de preconcentraciones sucesivas en los conos Reichert de la Planta Piloto de ENADIMSA. Los resultados que se obtuvieron se detallan en el Anexo I de este informe. Su resumen es el que se ofrece en los Cuadros 5 y 6.

CUADRO 5 - Resultados de la preconcentración en 3 etapas sucesivas de conos Reichert. Muestra de la Balsa Grande B-4

Productos	Pesos, %	Leyes (p.p.m)		Distr. metal %	
		Sn	Ta	Sn	Ta
Residuo 1º	54,69	142	38	4,17	8,78
Residuo 2º	26,83	400	48	5,76	5,45
Residuo 3º	7,67	293	44	1,20	1,43
RESIDUO TOTAL	89,19	233	41	11,13	15,66
Preconcentrado	10,81	15.324	1.833	88,87	84,34
ENTRADA	100,00	1.864	235	100,00	100,00

CUADRO 6 - Resultados de la preconcentración en 3 etapas sucesivas de conos Reichert. Muestra de "La Abeja" Balsa B-1

Productos	Pesos, %	Leyes (p.p.m)		Distr. metal, %	
		Sn	Ta	Sn	Ta
Residuo 1º	59,24	163	24	16,51	19,06
Residuo 2º	20,67	164	31	5,79	8,59
Residuo 3º	10,42	252	78	4,49	10,89
RESIDUO TOTAL	90,33	174	32	26,79	38,54
Preconcentrado	9,67	4.429	477	73,21	61,46
ENTRADA	100,00	585	75	100,00	100,00

Es evidente que, a pesar de las diferencias de ley en las muestras ensayadas, se pueden alcanzar eliminaciones de residuos muy elevadas, del orden del 90% en peso, compatibles con rendimientos de metal, en el preconcentrado, muy satisfactorios. Con ello, queda ampliamente demostrada la viabilidad de esta fase del proceso.

El preconcentrado de la Balsa Grande (B-4) se sometió al enriquecimiento en mesas, con relavo de mixtos, proporcionando los resultados que se indican en los Cuadros

CUADRO 7 - Resultados metalúrgicos del tratamiento en mesas del preconcentrado obtenido en los conos Reichert.

<u>Productos</u>	<u>Peso, %</u>	<u>Leyes (p.p.m)</u>		<u>Distribución, %</u>	
		<u>Sn</u>	<u>Ta</u>	<u>Sn</u>	<u>Ta</u>
Concentrado	1,25	455.700	35.400	68,98	69,78
Mixtos	25,24	8.305	509	25,38	20,25
Residuos	73,51	633	86	5,64	9,97
ENTRADA	100,00	8.258	634	100,00	100,00

CUADRO 8 - Resultados del relavo de los mixtos obtenidos en las mesas

<u>Productos</u>	<u>Peso, %</u>	<u>Leyes (p.p.m)</u>		<u>Distribución, % del anterior</u>	
		<u>Sn</u>	<u>Ta</u>	<u>Sn</u>	<u>Ta</u>
Conc. 2º	1,70	109.600	5.900	22,56	15,82
Mixtos 2º	10,44	1.513	156	1,91	2,57
Residuo	13,10	573	90	0,91	1,86
MIXTOS	25,24	8.305	509	25,38	20,25

CUADRO 9 - Resultados del conjunto tratado en mesas

<u>Productos</u>	<u>Peso, %</u>	<u>Leyes (p.p.m)</u>		<u>Distribución, %</u>	
		<u>Sn</u>	<u>Ta</u>	<u>Sn</u>	<u>Ta</u>
Concentrado	2,95	256.253	18.400	91,54	85,60
Residuos	97,05	720	94	8,46	14,40
ENTRADA	100,00	8.258	634	100,00	100,00

Es evidente que las mesas asumen una relación de concentración muy elevada y que permiten alcanzar leyes aptas para entrar al afino, con rendimientos muy satisfactorios.

#### 5.3.1.2.- Interpretación industrial

El esquema de proceso resultante es el que se indica en la figura adjunta. En ella, se ha establecido el balance de materiales y el agua necesaria. El cálculo se ha basado en el reparto granulométrico que ofrece el Cuadro 10, referido a la muestra de más representatividad.

También en base a las cifras del Cuadro 1 y a los resultados de los ensayos en conos Reichert y en mesas concentradoras, se han establecido, en interpretación industrial, los resultados metalúrgicos previsibles. El detalle de estos resultados, seguidos paso a paso a lo largo del proceso, incluido el afino, se presenta en el ANEXO II. Su resumen es el que se recoge en los Cuadros 10, 11 y 12 en el supuesto de que el mineral bruto asuma leyes de 869, 650 y 450 gr/t, respectivamente.

CUADRO 10 - Producción previsible en caso que el mineral bruto tenga una ley en Sn de 869 gr/t

<u>Productos</u>	<u>Peso, %</u>	<u>Leyes, %</u>		<u>Rend. metal, %</u>	
		<u>Sn</u>	<u>Ta</u>	<u>Sn</u>	<u>Ta</u>
Conc. Sn	0,101	63,00	-	73,11	-
Conc. Ta	0,007	-	27,84	-	28,25

CUADRO 11 - Producción previsible en caso que el mineral bruto tenga una ley en Sn de 650 gr/t

<u>Productos</u>	<u>Peso, %</u>	<u>Leyes, %</u>		<u>Rend. metal, %</u>	
		<u>Sn</u>	<u>Ta</u>	<u>Sn</u>	<u>Ta</u>
Conc. Sn	0,071	63,00	-	68,82	-
Conc. Ta	0,006	-	27,84	-	30,37

CUADRO 12 - Producción previsible en caso que el mineral bruto tenga una ley en Sn de 450 gr/t

<u>Productos</u>	<u>Peso, %</u>	<u>Leyes, %</u>		<u>Rend. metal, %</u>	
		<u>Sn</u>	<u>Ta</u>	<u>Sn</u>	<u>Ta</u>
Conc. Sn	0,046	63,00	-	64,40	-
Conc. Ta	0,003	-	27,84	-	16,71

Conviene insistir de nuevo en que la recuperación metal - depende muy directamente del reparto granulométrico del mineral bruto y, por supuesto, del metal que entra al lavadero con la fracción 1-0,038 mm.

5.3.2.- Valoración de inversiones

Para acometer esta estimación se ha solicitado oferta de la maquinaria nueva que se debería instalar, así como de las tuberías, estructuras y material eléctrico necesario. Copia de la oferta recibida de ERAL, EQUIPOS Y PROCESOS, S.A. figura en el ANEXO III.



Completando los datos facilitados por la oferta de ERAL, se ha confeccionado la siguiente estimación de inversiones:

<u>Capítulos</u>	<u>Inversiones (x10<sup>3</sup> Pts)</u>
- Maquinaria (según oferta)	74.400
- Tuberías y válvulas (s/oferta)	2.400
- Estructuras y calderería (s/oferta)	7.200
- Armario eléctrico (s/oferta)	4.300
- Instalación eléctrica (s/oferta)	4.900
	<hr/>
TOTAL (según oferta) .....	93.200
- Montaje e instalación	13.980
	<hr/>
TOTAL instalado .....	107.180
- Obra civil y reformas	10.718
- Tubería de estériles (600 m)	11.040
- Ingeniería básica	6.450
	<hr/>
TOTAL Planta .....	135.388
- Imprevistos (10%)	13.539
	<hr/>
TOTAL GENERAL .....	148.927
- Maquinaria en "stand-by"	11.449
	<hr/>
TOTAL INVERSION .....	160.376

### 5.3.3.- Coste operacional

El coste operacional se divide en: mano de obra, energía eléctrica, suministros, conservación, movimiento de estériles y laboratorio. Seguidamente se calculan estas partidas.

5.3.3.1.- Mano de obra

<u>Puestos de Trabajo</u>	<u>Hombres por relevo</u>	<u>No de relevos</u>	<u>Jornales</u>
<b>A) <u>PLANTA</u></b>			
- Recepción y clasific.	1	3	3
- Tratamiento en conos	1	3	3
- Tratamiento en mesas	2	3	6
- Mov. estériles gruesos	1	2	2
- Mov. estériles dique	1	3	3
- Mov. aguas	1	3	3
- Mov. preconcentrados	1	1	1
- Taller de afino	3	2	6
- Limpieza y varios	3	3	9
- Jefes de relevo	1	3	3
- Jefe de Planta	1	1	1
			<hr/>
Total sin correturnos			40
Total con correturnos			53
<b>B) <u>CONSERVACION</u></b>			
- Electricistas (planta)	1	3	3
- Mecánicos (planta)	1	2	2
- Soldadores (planta)	1	3	3
- Mecánicos (taller)	4	1	4
- Caldereros (taller)	2	1	2
- Ayudantes (taller)	4	1	4
- Jefe de Taller	1	1	1
			<hr/>
Total sin correturnos			19
Total con correturnos			22

El coste de la m.o. se puede estimar, como promedio, en 1.500.000 ptas anuales por hombre. Esto supone el costo anual siguiente:

En planta (1.500.000 x 53) .....	79.500.000 Pts
En conservación (1.500.000 x 22) ..	<u>33.000.000 "</u>
TOTAL M.O.	112.500.000 Pts

Y, su repercusión por tonelada bruta es de:

M.O. en la planta	$\frac{79.500.000}{900.000} =$	88,33 Pts
M.O. en conservación	$\frac{33.000.000}{900.000} =$	<u>36,67 "</u>
TOTAL M.O.		125,00 Pts

#### 5.3.3.2.- Energía eléctrica

Sección	Pot. instalada		Pot. consumida		Costo anual
	H.P.	Kw	Kwh	Anual	10 <sup>3</sup> E
Clasificación	404	297	237,6	1.710.720	12.659
Trat. conos	177	130	104,0	748.800	5.541
Trat. mesas	104	76,5	61,2	440.640	3.261
Mov. estéril	102	75,0	60,0	432.000	3.197
Mov. aguas	116	85,5	68,4	492.480	3.644
TOTAL	<u>903</u>	<u>664,0</u>	<u>531,2</u>	<u>3.824.640</u>	<u>28.302</u>

El costo anual, a razón de 7,40 ptas/kwh, es el que se refleja en el cuadro anterior.

Y, el costo por tonelada bruta es de:

$$\frac{28.302.000}{900.000} = 31,45 \text{ pts}$$

#### 5.3.3.3.- Suministros

Como suministros, en esta planta, solo se precisan: el combustible (fuel-oil) para el horno secador y, por supuesto, el agua que se debe recuperar del dique de estériles y recircular en la planta.

#### A) FUEL-OIL

El concentrado de gravimetría que se producirá en la - Planta y que diariamente se tratará en el taller de afino re presenta:

$$\frac{0,214(900.000)}{100 (300)} = 6,42 \text{ toneladas}$$

Se estima un consumo de fuel-oil del orden de 14 kg/t - tratada en el horno.

Y, el precio de este combustible se situa en las 30 ₧/kg.

Por consiguiente, el costo anual resultante es de:

$$6,42 (14) (300) (30) = 808.920 \text{ pts}$$

Y, el costo por tonelada bruta es de:

$$\frac{808.920}{900.000} = 0,90 \text{ Pts.}$$

## B) AGUA

El agua necesaria para llevar a cabo el proceso se eleva a cifras muy importantes y es preciso reciclar la que se obtiene en el dique de estériles.

Se precisan, según el balance de materiales que se reproduce en el esquema de proceso, 786,5 m<sup>3</sup>/hora de funcionamiento de la Planta. Por lo que, el movimiento de agua en recirculación deberá ser de:

$$786,5 (24) (300) = 5.662.800 \text{ m}^3/\text{año.}$$

Ahora bien, se puede calcular que la recuperación y reciclado del metro cúbico de agua costará unas 5 pts; con lo que el gasto anual correspondiente será de:

$$5.662.800 (5) = 28.314.000 \text{ pts}$$

Y, el costo por tonelada bruta ascenderá a:

$$\frac{28.314.000}{900.000} = 31,46 \text{ pts}$$

### 5.3.3.4.- Conservación

Esta partida consta de M.O. y materiales varios, incluidos los recambios de turbinas, cuerpos de bombas, piezas de desgaste en tolvas, canales, etc., aceites y grasas, electrodos, herramientas y otros materiales fungibles.

El importe de la M.O. se valoró en el apartado 5.3.3.1. -B, en la cantidad de 36,67 pts/t bruta.

En cuanto a materiales varios, la cifra anual previsible para la explotación en el año 1984 es como sigue:

	<u>x 10<sup>3</sup> Pts</u>
- Lubricantes	1.990
- Repuestos en general	20.071
- Mat. construcción	2.749
- Mat. diversos	345
- Mat. eléctrico	1.227
- Mat. de soldar	3.175
- Utiles y herramientas	<u>184</u>
TOTAL	29.741

Y, su repercusión a la tonelada bruta es de:

$$\frac{29.741.000}{900.000} = 33,05 \text{ Pts.}$$

#### 5.3.3.5.- Movimiento de estériles

##### A) EVACUACION

La tubería de evacuación de estériles requiere reposición al cabo de algún tiempo. Se estima que su mantenimiento requiere un costo del orden de 12,27 pts/t. bruta.

##### B) ALMACENAMIENTO

Por otra parte, el almacenamiento de estériles exige aumentar gradualmente la altura del dique. El costo anual de esta operación se estima es de 16.110.000 Pts, lo que supone una incidencia de  $\frac{16.110.000}{900.000} = 17,90$  Pts/t. bruta.

### 5.3.3.6.- Coste operacional del laboratorio

El coste del laboratorio de análisis químico es un gasto indirecto e independiente de las toneladas tratadas y el funcionamiento del lavadero. Su cuantía anual es prácticamente constante, pero sensible a la elevación de los costes de la mano de obra, energía y materiales. Teniendo esto en cuenta, el costo correspondiente al año 1984 se puede estimar según el cuadro siguiente:

<u>Capítulos</u>	<u>Costo en Pts/año</u>
- Mano de obra	4.776.472
- Energía	521.662
- Suministros	427.650
- Mantenimiento	932.770
	<hr/>
Total anual	6.658.554

Y, la repercusión por tonelada bruta es de:

$$\frac{6.658.554}{900.000} = 7,40 \text{ Pts.}$$

### 5.3.3.7.- Resumen del coste operacional

Seguidamente, se ofrece la relación de las partidas de que consta el coste operacional y el resultado de su evaluación conjunta.

<u>Capítulos</u>	<u>Costo en Pts/t. bruta</u>
5.3.3.1. - Mano de obra:	
A) En la Planta	88,33
B) En el taller	36,67
5.3.3.2.- Energía eléctrica	31,45
5.3.3.3.- Suministros:	
A) Fuel-oil	0,90
B) Agua	31,46
5.3.3.4.- Conservación (materiales)	33,05
5.3.3.5.- Movimiento estériles:	
A) Evacuación (tuberías)	12,27
B) Almacenamiento	17,90
5.3.3.6.- Laboratorio	7,40
	<hr/>
TOTAL COSTE OPERACIONAL .....	259,43

6.- ANALISIS ECONOMICO DE LA EXPLOTACION DEL MATERIAL QUE RELLENA LAS BALSAS

Según los planteamientos y puntos básicos de partida que se describen en el punto anterior, las características que definirían a grandes rasgos la explotación a analizar serían las siguientes:

- Reservas a explotar .....  $\approx 6 \times 10^6$  tm
- Contenido en estaño .....  $\approx 600$  a 850 gr Sn/tm
- Contenido en tantalita ..... 60 a 85 gr Ta<sub>2</sub>O<sub>5</sub>/tm
- Tipo de material a explotar me diante scraper o draqa ..... Relleno de balsas de estériles de planta de tratamiento.
- Capacidad anual planta de gravimetría ..... 900.000 tm/año
- Recuperación de estaño ..... 50% a 70%
- Recuperación de tantalita ..... 20% a 30%
- Vida de la explotación ..... 6,66 años

Los factores económicos que se estiman para esta explotación, en lo referente a nuevas inversiones, costes operacionales, - amortizaciones e ingresos previstos serían los siguientes:

6.1.- INVERSIONES

- Mina

Será necesaria la construcción de un nuevo dique para es

tériles ya que a él han de ir, al menos inicialmente y probablemente mientras dure la explotación de estos materiales, el rechazo o estériles de la planta de tratamiento.

Se supone para los cálculos que la capacidad necesaria inicial del citado dique podría ser de 10 m , o sea unos dos años de operación, lo que supone una inversión de unos 30 MP; el recrecimiento posterior del dique, desde el año 3º al final, supondrá una inversión anual adicional de 16,1 MP que se considerará como un mayor coste operativo anual, lo que representará unas 17,9 pts/tm tratada.

Asimismo, se estima que será necesaria la ejecución de alguna modificación en la infraestructura existente, pistas de servicio, instalación eléctrica, etc. por un importe de unos 12 MP.

La inversión, según oferta actual, en maquinaria para explotación con scraper, con montaje incluido, se estima en unos 80 MP.

Por consiguiente la inversión fija en la mina para explotación sería de:

- Modificación infraestructura .....	12 MP
- Inversión en nuevo dique .....	30 MP
- Maquinaria y montaje .....	80 MP
- Ingeniería y proyecto explotación .....	8 MP
TOTAL INVERSION FIJA MINA .....	<hr/> 130 MP

- Planta de tratamiento

Sería aprovechable gran parte de la actual planta de tra

tamiento, en especial todo lo referente a infraestructura, obra civil, servicios y mesas de sacudidas.

No obstante la inversión fija que se estima necesaria para la modificación de la actual planta sería la siguiente:

- Ingeniería y proyecto .....	6,45 MP
- Maquinaria y equipos nuevos .....	93,20 MP
- Maquinaria en stand by .....	11,45 Mp
- Montaje e instalación .....	13,98 MP
- Obra civil y reformas .....	10,72 MP
- Tubería a dique estériles (600 m) .	11,04 MP
- Imprevistos 10% .....	4,68 MP
TOTAL INVERSION EN PLANTA .....	161,52 MP

Resumen:

- Inversión fija en mina .....	130,00 MP
- Inversión fija en planta .....	161,50 MP
TOTAL INVERSION FIJA .....	291,50 MP

NOTA: No se considera entre estas inversiones la correspondiente al reconocimiento minero que, en su caso, sería necesario hacer de la balsa grande de estériles que estimamos optativa por parte de C.M. Penouta S.A. y de la que existe una oferta por parte de ENADIMSA por un importe total de unos 33 MP y que, con el nivel de conocimientos actuales, se podría quedar reducida a unos 25 MP.

6.2.- AMORTIZACIONES

Teniendo en cuenta que se considera un total de  $6 \times 10^6$  tm de mineral a tratar, si se estima que la inversión fija ante-

rior debe quedar amortizada totalmente al finalizar la explotación de dichas reservas, la amortización unitaria y anual deberá ser de:

	<u>Por tm</u>	<u>Anual</u>
Amortización .....	48,6 pts/tm	43,7 MP/año

Conviene recordar que el Centro Minero Penouta S.A., de acuerdo con sus datos y presupuestos, viene destinando a amortizaciones del activo actual una cifra de 175 pts/tm tratada.

### 6.3.- COSTES OPERACIONALES

Los costes operacionales estimados en mina y planta así como en administración y gastos generales son los siguientes:

Costes operativos en mina .....	100,0 pts/tm
- Arranque y carga (scraper) .	43,00 pts/tm
- Transporte (contrata 13 per sonas) .....	20,00 pts/tm
- Personal propio (15 perso nas) .....	25,00 pts/tm
- Varios e impuestos .....	12,00 pts/tm
Costes operativos en planta .....	259,4 pts/tm
- Mano de obra Planta y afino (53 personas) .....	88,33 pts/tm
- Energía .....	31,45 pts/tm
- Suministros varios (agua, - fuel, etc.) .....	32,36 pts/tm
- Mano de obra mantenimiento (22 personas) .....	36,67 pts/tm
- Suministros para mantenimien to .....	33,05 pts/tm
- Conservación y coste tube -	

rias evacuación de estériles	12,27 pts/tm	
- Laboratorio y análisis ....	7,40 pts/tm	
- Recrecimiento del dique ...	17,90 pts/tm	
Administración y dirección .....		41,3 pts/tm
- Sueldos y S.S. (12 personas x 2.5 MP) .....	33,30 pts/tm	
- Gastos oficina y varios ...	8,00 pts/tm	
Gastos generales (fletes, impuestos, etc.) .....		<u>12,0 pts/tm</u>
TOTAL COSTE OPERACIONAL .....		412,7 pts/tm

Así pues el coste operativo anual previsto para 900.000 tm/año sería de 371,4 MP y con una plantilla propia de 102 personas más unos 13 más en la contrata del transporte de mina a planta.

#### 6.4.- PRODUCCION E INGRESOS POR VENTAS

Para la estimación de la producción e ingresos previstos se van a considerar tres casos posibles, dentro de la variación que se tiene en cuanto a posibles contenidos metálicos y recuperaciones mineralúrgicas, estos tres casos posibles serían:

- Un caso mínimo en ley o contenidos y en recuperaciones de estaño y tantalita. (600 gr Sn/tm; 60 gr Ta<sub>2</sub>O<sub>5</sub>/tm; - 50% y 20%).
- Un caso intermedio y por tanto creemos más próximo a la realidad, con leyes metálicas y recuperaciones intermedias. (725 gr Sn/tm; 73 gr Ta<sub>2</sub>O<sub>5</sub>/tm; 60% y 25%).
- Un caso óptimo o máximo en el que se tendrían leyes de las consideradas altas junto a recuperaciones mineralúrgicas altas. (850 gr Sn/tm; 85 gr Ta<sub>2</sub>O<sub>5</sub>/tm; 70% y 30%).

En cuanto a las cotizaciones, se van a tomar las estimadas por C.M. Penouta S.A. en sus estudios que, si bien son algo más bajas a las actuales, se consideran adecuadas al nivel de este análisis. Tales cotizaciones son:

Para estaño 8.400 L/tm que equivale a 2.000 pts/kg Sn.

Para tantalita: 30 \$/libra que equivale a 11.000 pts/kg Ta<sub>2</sub>O<sub>5</sub>.

A estas equivalencias se llega con los siguientes contravalores.

Para estaño:  $\frac{8.400 \text{ L/tm} \times 225 \text{ pts/L} \times 1,06^*}{1.000} = 2.003,4 \text{ pts/kg}$

Para Ta<sub>2</sub>O<sub>5</sub>: 30 \$/libra x 2,17 kg/libra x 1,06\* x  
x 160 pts/\$ = 11.041 pts/kg

\* Subvención a la exportación, lo paga la fundición al productor.

La cotización actual (ENE-84) en el L.M.E. para ambos metales es de 8.600 L/tm para el estaño y de 34 \$/libra para el concentrado de Ta<sub>2</sub>O<sub>5</sub>.

Así pues las producciones e ingresos por ventas en los tres casos considerados a estudio serían:

	CASO MINIMO	CASO INTERMEDIO	CASO MAXIMO
Capacidad tratamiento	900.000 tm/año	900.000 tm/año	900.000 tm/año
Contenido Estaño	600 gr/tm	725 gr/tm	850 gr/tm
Contenido Ta <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	60 gr/tm	73 gr/tm	85 gr/tm
Recuperación Sn	50 %	60 %	70 %
Recuperación Ta <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	20 %	25 %	30 %
Cotización Estaño	2.000 pts/kg	2.000 pts/kg	2.000 pts/kg
Cotiz. conc. Ta <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	11.000 pts/kg	11.000 pts/kg	11.000 pts/kg
Estaño recup. por tm	300 gr	435 gr	595 gr
Ta <sub>2</sub> O <sub>5</sub> recup. por tm	12 gr	18,2 gr	25,5 gr
Valor recup. por tm (Sn)	600 pts	870 pts	1.190 pts
Valor recup. por tm (Ta <sub>2</sub> O <sub>5</sub> )	132 pts	200,2 pts	280,5 pts
Total valor recup. por tm	732 pts	1.070,2 pts	1.470,5 pts
Facturación anual (900.000 tm)	658,8 MP	963,2 MP	1.323,4 MP

#### 6.5.- CUENTAS DE EXPLOTACION PREVISTAS

A partir de los datos anteriores estimados para inversiones, amortizaciones, costos operacionales y producciones, en el supuesto de que toda la producción se vendiera dentro del ejercicio, las cuentas de explotación en los tres casos analizados sería la siguiente:

CONCEPTO	CASO MINIMO		CASO MEDIO		CASO MAXIMO	
	Por tm	Anual	Por tm	Anual	Por tm	Anual
Ingreso	732,0 pts	658,8 MP	1.070,2 pts	963,2 MP	1.470,5 pts	1.323,4 MP
Coste operacional	412,7 pts	371,4 MP	412,7 pts	371,4 MP	412,7 pts	371,4 MP
Amortización nuevas invers.	48,6 pts	43,7 MP	48,6 pts	43,7 MP	48,6 pts	43,7 MP
Resultado operativo antes impuestos	270,7 pts	243,7 MP	608,9 pts	548,1 MP	1.009,2 pts	908,3 MP
Amortiz. activo amorti. actual	175,0 pts	157,5 MP	175,0 pts	157,5 MP	175,0 pts	157,5 MP
Result. bruto antes impuestos y sin costes financieros	95,7 pts	86,2 MP	433,9 pts	390,6 MP	834,2 pts	750,8 MP

se observa pues, en el cuadro anterior, que en los tres casos analizados se produce un superávit operativo antes de impuestos

y sin cargas financieras, aún conservando el mismo ritmo de - amortización que C.M. Penouta viene aplicando a su actual activo amortizable.

Asimismo, teniendo en cuenta el Balance de situación de C.M. Penouta S.A. a 23 de Febrero de 1983, que nos fué facilitado por la D.G. de Minas, se deduce que, del activo amortizable que figura en dicho balance, constituido por Inmovilizado material, 719,6 MP, más Inmovilizado inmaterial, 455,0 MP y Gastos amortizables, 499,9 MP, que hacen un total de 1.674,5 MP, al finalizar la explotación de las  $6 \times 10^6$  tm de material de balsas, se habrían amortizado un total de 1.050 MP además del total de las nuevas inversiones, quedando por amortizar un valor residual de 624,5 MP.

Por otra parte, el sumatorio de resultados brutos antes de impuestos y cargas financieras que C.M. Penouta S.A. podría aplicar según sus mejores criterios, para los tres casos analizados y al final de la explotación de los  $6 \times 10^6$  tm de material de balsas, serían:

- En el caso mínimo .....	574,2 MP
- En el caso intermedio .....	2.603,4 MP
- En el caso máximo .....	5.005,2 MP

Evidentemente, al finalizar la explotación del material de balsas debería plantearse la explotación económica del mineral primario que según el C.M. Penouta S.A. aún queda en la mina ( $\approx 10 \times 10^6$  tm), constituido esencialmente por leucogranito, lo cual requeriría un nuevo planteamiento en cuanto al método de explotación en mina y respecto al tratamiento en planta; ya que, de acuerdo con los estudios efectuados hasta ahora por ENADIMSA, aunque la planta adecuada a material de balsas seguiría siendo

útil, sería necesario efectuar modificaciones en la misma, centradas fundamentalmente en la instalación de molienda previa - hasta niveles granulométricos bastante finos y un nuevo reparto de las proporciones correspondientes a las granulometrías a tratar.

7.- RESUMEN COMPARATIVO DE LAS ALTERNATIVAS ANALIZADAS POR C.M. -  
PENOUTA S.A.

En el documento que fue facilitado por la D. G. de Minas - el 16 de diciembre de 1983, y elaborado por el C.M. PENOUTA S.A., se efectúa un estudio del Presupuesto para 1984 desde la perspectiva de tres alternativas posibles que se resumen en:

Alternativa 1.- Establece un Plan de Labores consistente en la - descubierta en mina de unos 550.000 m<sup>3</sup> de mineral primario, leucogranito blando, que con otros 330.000 m<sup>3</sup> de materiales de balsas accesibles, posibilitaría la continuidad de la explotación al ritmo actual durante los años 84 y 85.

Esta alternativa requiere inversiones importantes que - irían a gastos amortizables en lo que respecta a corta y balsa y no se modificarían en ningún caso los métodos de explotación y - tratamiento del mineral.

Con un volumen anual de 846.000 tm tratadas y unas recuperaciones mineralúrgicas estimadas del 19,03% para el estaño y el 15,83% para la tantalita con ley media del mineral a tratar de - 655 gr Sn/Tn y 65 gr/tn de Ta<sub>2</sub>O<sub>5</sub> se obtendrían unas ventas anuales de 308,97 M.P. con un coste operacional de 455,86 M.P. y una amortización de 158,15 M.P., lo que supone un resultado operativo sin costes financieros, de (305,04) M.P.

Los costes financieros estimados para esta alternativa, según C.M.P. SA, para 1984 serían de 716,11 M.P., lo que implicaría un resultado en el ejercicio de (1021,15) M.P.

Alternativa 2.- Consiste fundamentalmente en suspender la descubierta de nuevo mineral en la corta, reduciendo el movimiento de tierras en la misma al mineral necesario para tratamiento que se pueda obtener, complementando la alimentación a la planta con material de balsas y restos de mineral de baja calidad que están accesibles.

Esta alternativa supone que la vida de la explotación, en cuanto a mineral disponible, alcance para 1984 y no precisa nuevos inmovilizados en corta y balsa de estériles, no se modifican tampoco los métodos de tratamiento del mineral en planta.

Con el mismo volumen anual que la alternativa 1 o sea - 846.000 tn, rendimientos mineralúrgicos menores, por tratarse en gran parte de material de balsas, del orden del 15,7% para estaño y el 11,3% para la tantalita, con la misma ley para Sn y Ta<sub>2</sub>O<sub>5</sub>, se obtendrían unas ventas anuales de 243,87 M.P. con un coste operacional de 442,25 M.P. y una amortización de 147,06 M.P., lo que supone un resultado operativo, sin costes financieros, de (345,44) M.P.

Los costes financieros estimados para esta alternativa, según C.M.P.S.A., para el año 1984, serían de 688,64 M.P., lo que implicaría un resultado en el ejercicio de (1034,08) M.P.

Alternativa 3.- Consistente en la parada total de actividades, permaneciendo únicamente la actividad encaminada al mantenimiento de instalaciones y edificios en tanto se decide sobre el futuro de la explotación.

Esta alternativa supone unos gastos por compras, personal de mantenimiento (16 personas) y otros varios de 36,89 M.P., una amortización del inmovilizado de 100,68 M.P. y unos gastos financieros de 670,72 M.P. lo que implica un resultado operativo, sin costes financieros de (137,57) M.P. y un resultado total del ejercicio de (808,29) M.P.

Evidentemente, desde el punto de vista estrictamente monetario, la alternativa 3 se presenta más ventajosa que las otras dos, pero implica el coste social del cierre de operaciones con la consiguiente pérdida de puestos de trabajo en la mayor parte de la plantilla, las otras dos son parejas en cuanto a resultados operativos.

## 8.- CRONOGRAMA O TIMING RECOMENDABLE DE ACTIVIDADES

Con la posibilidad nueva que se presenta en el caso de poder tratar provechosamente los estériles de balsas con los resultados estimados en el punto 6.5, entra en juego un elemento que - faculta la toma de alternativas nuevas o en combinación con las - analizadas por C.M. Penouta, que abren bastante el abanico de posibilidades de actuación.

De entre todas ellas, a la vista de las circunstancias tanto técnicas como laborales y financieras en que se encuentra la explotación, en principio y siempre dejándola supeditada al mejor criterio de la D. G. de Minas y el C.M. Penouta, S.A. parece que se presenta como más recomendable un cronograma de actividades - consistente, a partir de Febrero 84 en:

- Iniciar inmediatamente los proyectos de ingeniería de proceso - de tratamiento y explotación de las balsas, a la vez que, si se estima conveniente, el reconocimiento minero de la balsa grande, hasta un grado suficiente que permita eliminar el posible riesgo de la existencia de suficientes reservas con ley mínima de - corte económica.

Esta actividad puede durar unos cinco meses y mientras tanto la explotación puede parar o seguir en actividad a criterio de - C.M.P. S.A.

La inversión estimada para esta actividad sería de:

Ingeniería proyecto-explotación .....	8,0 M.P.
Ingeniería de proceso de tratamiento ...	6,5 "
Reconocimiento de balsa (50%) .....	<u>12,5 "</u>
TOTAL .....	27,0 "

- A la vista de confirmación de resultados en el reconocimiento de la balsa, iniciar la reforma del lavadero, para lo cual será necesario paralizar la actividad de la mina, si bien una parte del personal se podría ocupar en la construcción del nuevo dique de estériles, reforma del lavadero, modificaciones en la infraestructura, etc. y efectuar los pedidos de la maquinaria para la explotación de balsas.

Esta etapa duraría unos ocho meses y la inversión a efectuar constaría de:

Nuevo dique de estériles .....	30 M.P.
Infraestructura (50%) .....	6 "
Reconocimiento balsa grande (50%) .....	12,5 "
Reforma de Planta de Tratamiento .....	<u>155,0 "</u>
TOTAL .....	203,5 M.P.

Inversión total año 84 .....

230,5 M.P.
------------

- Desde marzo 85 y hasta julio 85 la planta trataría minerales procedentes de las balsas pequeñas y el que quedase en la corta sin necesidad de efectuar movimiento de estéril, se iniciaría el vertido en el nuevo dique, y se instalaría desde Enero a Julio 85, el scraper o draga encargada de la explotación de la balsa grande; la inversión en este período sería de:

Resto modificación infraestructura ..... 6 M.P.

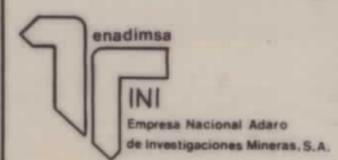
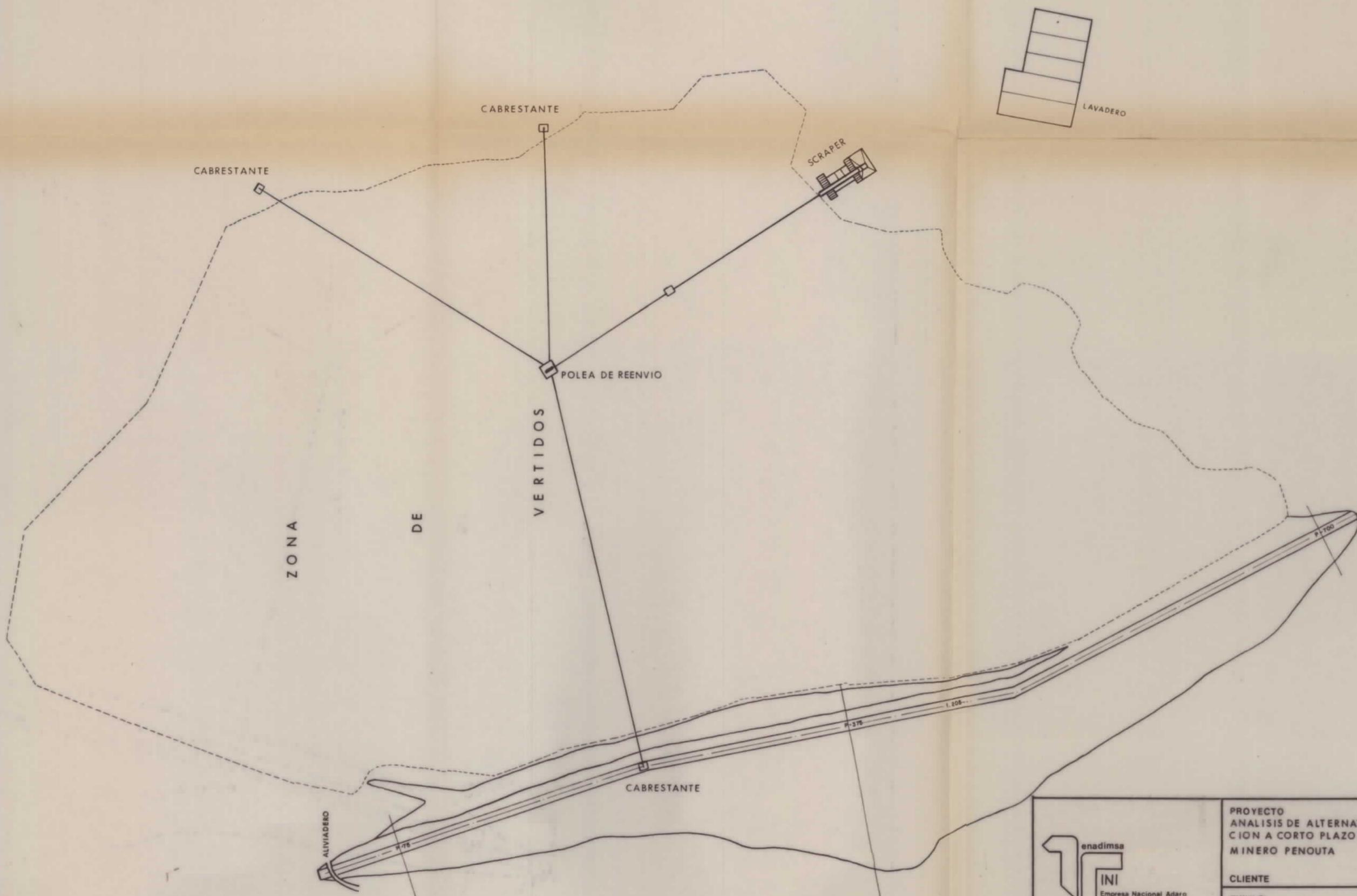
Compra y montaje de scraper o draga .....80 "

INVERSION TOTAL AÑO 85 ...86 M.P.

- En marzo del 85 la explotación acogería de nuevo al resto de personal y podría trabajar con los rendimientos y resultados previstos según lo expuesto en el apartado 6,5, si se confirman todos los datos apuntados hasta el momento respecto a la explotación del material de balsas.

Un diagrama de actividades-tiempos sería (estimado):

ACTIVIDAD	FEB. 84	JUL. 84	ENE. 85	MAR. 85	JUL. 85
1 Ingeniería Proceso de tratamiento.	6,5 M.P.				
2 Ingeniería Proyecto de Explotación.	8,0 M.P.				
3 Reconocimiento minero de las balsas.	12,5 M.P.	12,5 M.P.			
4 Modificación de Infraestructura.		6 M.P.		6 M.P.	
5 Construcción nuevo dique de estériles		30 M.P.			
6 Reforma de planta de tratamiento		155,0 M.P.			
7 Compra y montaje de scraper o draga.				80 M.P.	
Inversión en el período (nº actividades).	27 M.P. (3)	203,5 M.P. (4)		86 (2)	
Actividad de la mina	Activa o parada	Parada		Activa con nuevos rend	
Estimación de personal actual de plantilla que se podría ocupar en las actividades del período.	3-6	30-40		3-6	



PROYECTO  
ANALISIS DE ALTERNATIVAS DE ACTUA-  
CION A CORTO PLAZO EN EL CENTRO  
MINERO PENOUTA

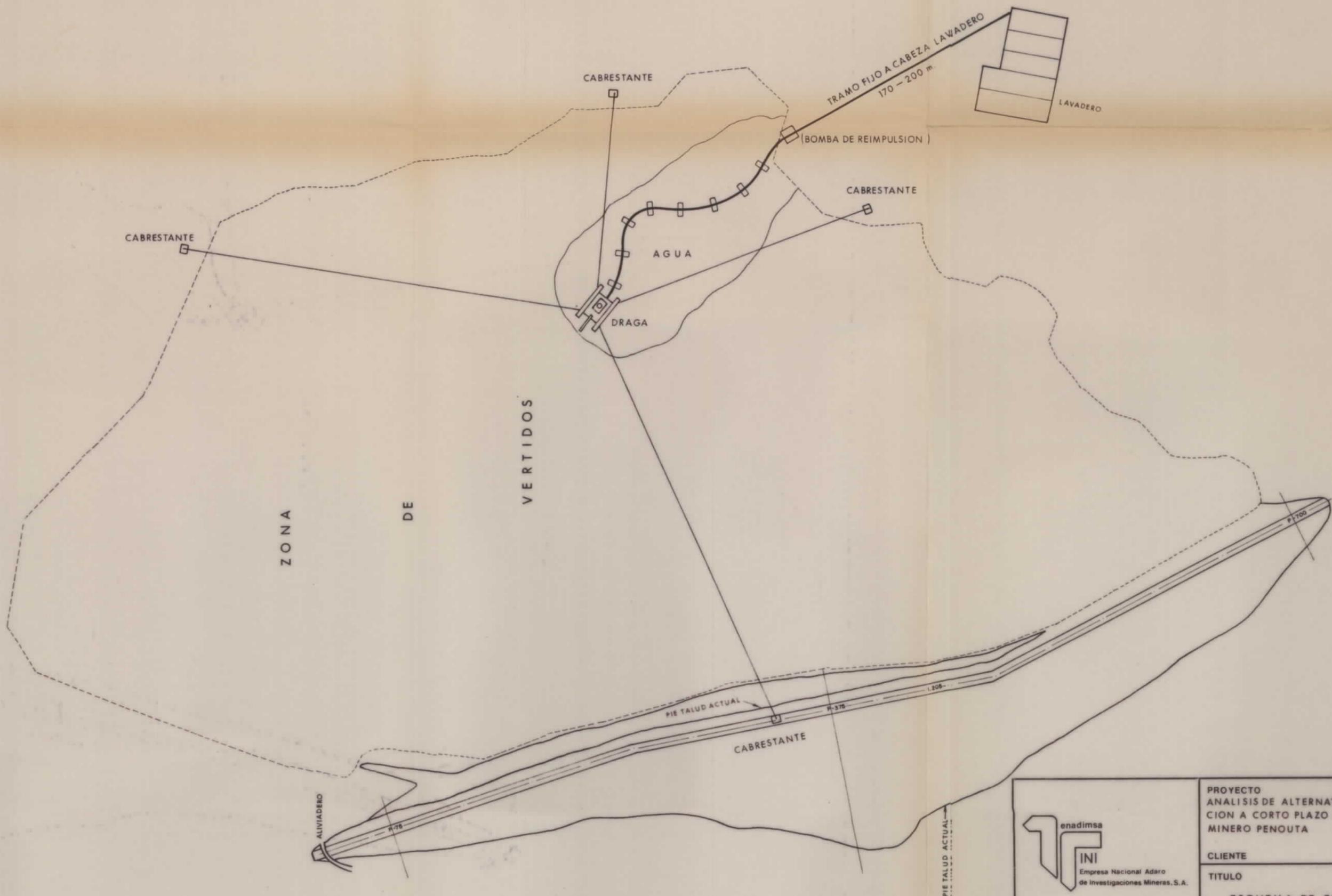
CLIENTE

TITULO  
ESQUEMA DE EXPLOTACION  
MEDIANTE SCRAPER

FECHA. ENERO 1984

Escala 1:2000

Plano nº 1



	PROYECTO ANALISIS DE ALTERNATIVAS DE ACTUACION A CORTO PLAZO EN EL CENTRO MINERO PENOUTA	
	CLIENTE	
TITULO ESQUEMA DE EXPLOTACION MEDIANTE DRAGA		
FECHA. ENERO 1984	Escala 1:2000	Plano nº 2

ANEXO N<sup>o</sup> I

RESULTADOS DE ENSAYOS EN CONOS  
REICHERT Y MESAS DE CONCENTRACION

RESULTADOS DE ENSAYOS CON CONOS REICHERT

## 1.- MUESTRA DE LA Balsa GRANDE (B-4) (Cabecera)

1.1.- Análisis granulométrico del bruto

CATEGORIAS (mm)	PESO (%)	LEYES p.p.m.		DISTRIBUCION, %	
		Sn	Ta	Sn	Ta
+ 1	38,00	624	58	16,90	14,04
1 - 0,038	48,02	2.100	216	71,88	66,09
- 0,038	13,98	1.126	223	11,22	19,87.
T O T A L	100,00	1.403	157	100,00	100,00

1.2.- Primera etapa de preconcentración del 1 - 0,038 mm en conos Reichert

PRODUCTOS	PESO (%)	LEYES p.p.m.		DISTRIBUCION, %	
		Sn	Ta	Sn	Ta
Residuos	54,69	142	38	4,17	8,85
Preconcentrado	45,31	3.942	473	95,83	91,15
T O T A L	100,00	1.864	235	100,00	100,00

1.3.- Segunda etapa de preconcentración del 1 - 0,038 mm en conos Reichert

PRODUCTOS	PESO (%)	LEYES p.p.m.		DISTRIBUCION, %	
		Sn	Ta	Sn	Ta
Residuos	59,22	400	48	5,11	22,99
Preconcentrado	40,78	10.771	1.191	94,89	77,01
T O T A L	100,00	4.629	449	100,00	100,00

1.4.- Tercera etapa de preconcentración del 1 - 0,038 mm en conos Reichert

PRODUCTOS	PESO (%)	LEYES p.p.m.		DISTRIBUCION, %	
		Sn	Ta	Sn	Ta
Residuos	41,52	293	44	0,94	2,40
Preconcentrado	58,48	21.993	1.269	99,06	97,60
T O T A L	100,00	12.983	760	100,00	100,00

1.5.- Conjunto de 2 etapas de preconcentración en conos Reichert  
(Categ. 1 - 0,038 mm)

PRODUCTOS	PESO (%)	LEYES p.p.m.		DISTRIBUCION, %	
		Sn	Ta	Sn	Ta
Residuo	81,52	227	41	9,93	14,22
Preconcentrado	18,48	9.085	1.091	90,07	85,78
T O T A L	100,00	1.864	235	100,00	100,00

1.6.- Conjunto de 3 etapas de preconcentración en conos Reichert

PRODUCTOS	PESO (%)	LEYES p.p.m.		DISTRIBUCION, %	
		Sn	Ta	Sn	Ta
Residuos	89,19	233	41	11,13	15,66
Preconcentrado	10,81	15.324	1.833	88,87	84,34
T O T A L	100,00	1.864	235	100,00	100,00

## 2.- MUESTRA DE LA Balsa Nº 1 (B-1)

2.1.- Análisis granulométrico del bruto

CATEGORIAS (mm)	PESO (%)	LEYES p.p.m.		DISTRIBUCION, %	
		Sn	Ta	Sn	Ta
+ 1	24,34	341	43	16,95	16,60
1 - 0,038	43,71	362	64	45,74	44,38
- 0,038	31,95	404	77	37,31	39,02
T O T A L	100,00	346	63	100,00	100,00

2.2.- Primera etapa de preconcentración del 1 - 0,038 mm en conos Reichert

PRODUCTOS	PESO (%)	LEYES p.p.m.		DISTRIBUCION, %	
		Sn	Ta	Sn	Ta
Residuos	59,24	163	24	16,54	18,94
Preconcentrado	40,76	1.199	148	83,46	81,06
T O T A L	100,00	585	75	100,00	100,00

2.3.- Segunda etapa de preconcentración del 1 - 0,038 mm  
en conos Reichert

PRODUCTOS	PESO (%)	LEYES p.p.m.		DISTRIBUCION, %	
		Sn	Ta	Sn	Ta
Residuos	50,72	164	31	4,93	8,74
Preconcentrado	49,28	3.261	333	95,07	91,26
T O T A L	100,00	1.690	180	100,00	100,00

2.4.- Tercera etapa de preconcentración del 1 - 0,038 mm  
en conos Reichert

PRODUCTOS	PESO (%)	LEYES p.p.m.		DISTRIBUCION, %	
		Sn	Ta	Sn	Ta
Residuos	51,85	252	78	4,50	14,12
Preconcentrado	48,15	5.756	512	95,50	85,88
T O T A L	100,00	2.902	287	100,00	100,00

2.5.- Conjunto de dos etapas de preconcentración en conos Reichert (Categ. 1 - 0,038 mm)

PRODUCTOS	PESO (%)	LEYES p.p.m.		DISTRIBUCION, %	
		Sn	Ta	Sn	Ta
Residuos	79,91	163	26	22,30	27,50
Preconcentrado	20,09	2.263	270	77,70	72,50
T O T A L	100,00	585	75	100,00	100,00

2.6.- Conjunto de tres etapas de preconcentración en conos Reichert (Categ. 1 - 0,038 mm)

PRODUCTOS	PESO (%)	LEYES p.p.m.		DISTRIBUCION, %	
		Sn	Ta	Sn	Ta
Residuos	90,33	174	32	26,79	38,54
Preconcentrado	9,67	4.429	477	73,21	61,46
T O T A L	100,00	585	-75	100,00	100,00

RESULTADOS DE ENSAYOS EN MESAS

## 1.- TRATAMIENTO DEL PRECONCENTRADO DE LA 2ª ETAPA DE TRATAMIENTO EN CONOS REICHERT. MUESTRA DE LA Balsa GRANDE (B-4)

PRODUCTOS	PESO (%)	LEYES p.p.m.		DISTRIBUCION, %	
		Sn	Ta	Sn	Ta
Concentrado	1,25	455.700	35.400	68,98	69,78
Mixtos	25,24	8.305	509	25,38	20,25
Residuo	73,51	633	86	5,64	9,97
ENTRADA	100,00	8.258	634	100,00	100,00

## 2.-RELAVO DE LOS MIXTOS

PRODUCTOS	PESO (%)	LEYES p.p.m.		DISTRIBUCION, %	
		Sn	Ta	Sn	Ta
Concentrado 2º	1,70	109.600	5.900	22,56	15,82
Mixtos 2º	10,44	1.513	156	1,91	2,57
Residuo	13,10	573	90	0,91	1,86
MIXTO 1º	25,24	8.305	509	25,38	20,25

## 3.- RESULTADOS DE CONJUNTO EN MESAS

PRODUCTOS	PESO (%)	LEYES p.p.m.		DISTRIBUCION, %	
		Sn	Ta	Sn	Ta
Concentrado	2,95	256.253	18.400	91,54	85,60
Residuo	97,05	720	94	8,46	14,40
ENTRADA	100,00	8.258	634	100,00	100,00

ANEXO N<sup>o</sup> II

PREVISION DE RESULTADOS MINERALURGI  
COS PARA DISTINTAS LEYES DEL MINERAL

PREVISION DE RESULTADOS METALURGICOS PARA LEY DE 869 g/t

## 1.- CLASIFICACION INICIAL

PRODUCTOS	PESO (%)	LEYES p.p.m.		DISTRIBUCION, %	
		Sn	Ta	Sn	Ta
Rechazo > 1 mm	12,2	283	34	3,9	6,1
Material a tratar	67,0	1.183	80	92,5	78,5
Lamas < 0,038 mm	20,8	150	50	3,6	15,4
MINERAL BRUTO	100,0	869	69	100,0	100,0

## 2.- TRATAMIENTO EN CONOS REICHERT

2.1.- Preconcentración en conos Reichert (1ª etapa)

PRODUCTOS	PESO (%)	LEYES p.p.m.		DISTRIBUCION, %	
		Sn	Ta	Sn	Ta
Residuo	55,0	140	25	6,5	17,2
Preconcentrado	45,0	2.458	147	93,5	82,8
ENTRADA	100,0	1.183	80	100,0	100,0

2.2.- Preconcentración en conos Reichert (2ª etapa)

PRODUCTOS	PESO (%)	LEYES p.p.m.		DISTRIBUCION, %	
		Sn	Ta	Sn	Ta
Residuo	52,0	252	30	5,3	10,6
Preconcentrado	48,0	4.849	274	94,7	89,4
ENTRADA	100,0	2.458	147	100,0	100,0

2.3.- Preconcentración en conos Reichert (3ª etapa)

PRODUCTOS	PESO (%)	LEYES p.p.m.		DISTRIBUCION, %	
		Sn	Ta	Sn	Ta
Residuo	45,0	293	40	2,7	6,6
Preconcentrado	55,0	8.578	465	97,3	93,4
ENTRADA	100,0	4.849	274	100,0	100,0

2.4.- Conjunto conos Reichert

PRODUCTOS	PESO (%)	LEYES p.p.m.		DISTRIBUCION, %	
		Sn	Ta	Sn	Ta
Residuo	88,12	187	28	13,9	30,9
Preconcentrado	11,88	8.578	465	86,1	69,1
ENTRADA	100,00	1.183	80	100,0	100,0

## 3.- TRATAMIENTO EN MESAS

3.1.- Desbaste

PRODUCTOS	PESO (%)	LEYES p.p.m.		DISTRIBUCION, %	
		Sn	Ta	Sn	Ta
Residuo	77,36	450	67	4,06	11,10
Preconcentrado	22,64	36.348	1.826	95,94	88,90
ENTRADA	100,00	8.578	465	100,00	100,00

3.2.- Relavo

PRODUCTOS	PESO (%)	LEYES p.p.m.		DISTRIBUCION, %	
		Sn	Ta	Sn	Ta
Mixtos	89,572	5.375	400	13,25	19,60
Concentrado	10,428	302.369	14.078	86,75	80,40
ENTRADA	100,000	36.348	1.826	100,00	100,00

3.3.- Relavo de mixtos

PRODUCTOS	PESO (%)	LEYES, p.p.m.		DISTRIBUCION, %	
		Sn	Ta	Sn	Ta
Residuo	98,369	450	173	8,24	42,60
Concentrado	1,631	302.369	14.078	91,76	57,40
ENTRADA	100,000	5.375	1.400	100,00	100,00

3.4.- Conjunto de mesas

PRODUCTOS	PESO (%)	LEYES, p.p.m.		DISTRIBUCION, %	
		Sn	Ta	Sn	Ta
Residuo	97,309	453	89	5,15	18,53
Concentrado	2,691	302.369	14.078	94,86	81,47
ENTRADA	100,000	8.578	465	100,00	100,00

## 4.- RESUMEN LAVADERO

4.1.- Referido al material tratado (1 - 0,038 mm)

PRODUCTOS	PESO (%)	LEYES p.p.m.		DISTRIBUCION, %	
		Sn	Ta	Sn	Ta
Residuo	99,680	216	35	18,21	43,69
Concentrado	0,320	302.369	4.078	81,79	56,31
MAT. TRATADO	100,000	1.183	80	100,00	100,00

4.2.- Referido al mineral bruto (< 6 mm)

PRODUCTOS	PESO (%)	LEYES p.p.m.		DISTRIBUCION, %	
		Sn	Ta	Sn	Ta
Residuo	99,786	222	39	25,54	56,34
Concentrado	0,214	302.369	14.078	74,46	43,66
MIN. BRUTO	100,000	869	69	100,00	100,00

## 5.- EL AFINO

5.1.- Referido al concentrado de gravimetría

PRODUCTOS	PESO (%)	LEYES p.p.m.		DISTRIBUCION, %	
		Sn	Ta	Sn	Ta
Concentrado Sn	47,035	630.000	9.865	98,00	32,96
Concentrado Ta	3,279	46.116	278.426	0,50	64,85
Mixtos	49,686	9.130	621	1,50	2,19
ENTRADA	100,000	302.369	14.078	100,00	100,00

5.2.- Referido al mineral bruto (< 6 mm)

PRODUCTOS	PESO (%)	LEYES p.p.m.		DISTRIBUCION, %	
		Sn	Ta	Sn	Ta
Concentrado Sn	0,101	630.000	9.865	73,11	14,44
Concentrado Ta	0,007	46.116	278.426	0,38	28,25
Residuos	99,892	231	40	26,51	57,31
MIN. BRUTO	100,000	869	69	100,00	100,00

5.3.- Referido al material tratado (1 - 0,038 mm)

PRODUCTOS	PESO (%)	LEYES p.p.m.		DISTRIBUCION, %	
		Sn	Ta	Sn	Ta
Concentrado Sn	0,151	630.000	9.865	80,41	18,62
Concentrado Ta	0,010	46.116	278.426	0,39	34,80
Residuos	99,839	228	37	19,20	46,58
MAT. TRATADO	100,000	1.183	80	100,00	100,00

PREVISION DE RESULTADOS METALURGICOS PARA LEY DE 650 g/t

1.- CLASIFICACION INICIAL

PRODUCTOS	PESO (%)	LEYES p.p.m.		DISTRIBUCION, %	
		Sn	Ta	Sn	Ta
Rechazo > 1 mm	12,2	212	30	3,9	6,1
Mat. a tratar	67,0	884	63	92,5	78,5
Lamas < 0,038 mm	20,8	112	44	3,6	15,4
MIN. BRUTO	100,0	650	55	100,0	100,0

2.- TRATAMIENTO EN CONOS REICHERT

2.1.- Primera etapa

PRODUCTOS	PESO (%)	LEYES p.p.m.		DISTRIBUCION, %	
		Sn	Ta	Sn	Ta
Residuos	55,0	140	25	8,7	21,8
Preconcentrado	45,0	1.794	110	91,3	78,2
ENTRADA	100,0	884	63	100,0	100,0

2.2.- Segunda etapa

PRODUCTOS	PESO (%)	LEYES p.p.m.		DISTRIBUCION, %	
		Sn	Ta	Sn	Ta
Residuo	52,0	210	28	6,1	13,2
Preconcentrado	48,0	3.510	199	93,9	86,8
ENTRADA	100,0	1.794	110	100,0	100,0

2.3.- Tercera etapa

PRODUCTOS	PESO (%)	LEYES, p.p.m.		DISTRIBUCION, %	
		Sn	Ta	Sn	Ta
Residuo	45,0	270	36	3,5	8,1
Preconcentrado	55,0	6.158	332	96,5	91,9
ENTRADA	100,0	3.510	199	100,0	100,0

2.4.- Conjunto de conos Reichert

PRODUCTOS	PESO (%)	LEYES p.p.m.		DISTRIBUCION, %	
		Sn	Ta	Sn	Ta
Residuo	88,12	173	27	17,2	37,7
Preconcentrado	11,88	6.158	332	82,8	62,3
ENTRADA	100,00	884	63	100,0	100,0

## 3.- TRATAMIENTO EN MESAS

3.1.- Desbaste

PRODUCTOS	PESO (%)	LEYES p.p.m.		DISTRIBUCION, %	
		Sn	Ta	Sn	Ta
Residuo	83,940	381	67	5,20	11,67
Preconcentrado	16,060	36.348	1.826	94,80	88,33
ENTRADA	100,000	6.158	332	100,00	100,00

3.2.- Relavos

PRODUCTOS	PESO (%)	LEYES p.p.m.		DISTRIBUCION, %	
		Sn	Ta	Sn	Ta
Mixtos	89,572	5.375	400	13,25	19,60
Concentrado	10,428	302.369	14.078	86,75	80,40
ENTRADA	100,000	36.348	1.826	100,00	100,00

3.3.- Relavo de mixtos

PRODUCTOS	PESO (%)	LEYES p.p.m.		DISTRIBUCION, %	
		Sn	Ta	Sn	Ta
Residuo	98,369	450	173	8,24	42,60
Concentrado	1,631	302.369	14.078	91,76	57,40
ENTRADA	100,000	5.375	400	100,00	100,00

3.4.- Conjunto de mesas

PRODUCTOS	PESO (%)	LEYES p.p.m.		DISTRIBUCION, %	
		Sn	Ta	Sn	Ta
Residuos	98,090	390	64	6,22	19,01
Concentrado	1,910	302.369	14.078	93,78	80.99
ENTRADA	100,000	6.158	332	100,00	100,00

## 4.- RESUMEN LAVADERO

4.1.- Referido al material tratado (1 - 0,038 mm)

PRODUCTOS	PESO (%)	LEYES p.p.m.		DISTRIBUCION, %	
		Sn	Ta	Sn	Ta
Residuos	99,773	198	31	32,36	49,27
Concentrado	0,227	302.369	14.078	77,64	50,73
ENTRADA	100,000	884	63	100,00	100,00

4.2.- Referido al mineral bruto ( < 6 mm)

PRODUCTOS	PESO (%)	LEYES p.p.m.		DISTRIBUCION, %	
		Sn	Ta	Sn	Ta
Residuos	99,848	191	34	29,29	61,09
Concentrado	0,152	302.369	14.078	70,71	38,91
ENTRADA	100,000	650	55	100,00	100,00

## 5.- EL AFINO

5.1.- Referido al concentrado de gravimetría

PRODUCTOS	PESO (%)	LEYES p.p.m.		DISTRIBUCION, %	
		Sn	Ta	Sn	Ta
Concentrado Sn	47,035	630.000	9.865	98,00	32,96
Concentrado Ta	3,279	46.116	278.426	0,50	64,85
Mixtos	49,686	9.130	621	1,50	2,19
ENTRADA	100,00	302.369	14.078	100,00	100,00

5.2.- Referido al material tratado (1 - 0,038 mm)

PRODUCTOS	PESO (%)	LEYES p.p.m.		DISTRIBUCION, %	
		Sn	Ta	Sn	Ta
Concentrado Sn	0,107	630.000	9.865	76,26	16,75
Concentrado Ta	0,009	46.116	278.426	0,47	39,78
Residuos	99,884	206	27	23,27	43,47
ENTRADA	100,000	884	63	100,000	100,00

5.3.- Referido al mineral bruto (<6 mm)

PRODUCTOS	PESO (%)	LEYES p.p.m.		DISTRIBUCION, %	
		Sn	Ta	Sn	Ta
Concentrado Sn	0,071	630.000	9.865	68,82	12,73
Concentrado Ta	0,006	46.116	278.426	0,43	30,37
Residuos	99,923	200	31	30,75	56,90
MINERAL BRUTO	100,000	650	55	100,00	100,00

PREVISION DE RESULTADOS METALURGICOS PARA LEY DE 450 g/t

## 1.- CLASIFICACION INICIAL

PRODUCTOS	PESO (%)	LEYES p.p.m.		DISTRIBUCION, %	
		Sn	Ta	Sn	Ta
Rechazo > 1 mm	12,2	144	25	3,9	6,1
Material a tratar	67,0	621	59	92,5	78,5
Lamas < 0,038 mm	20,8	78	37	3,6	15,4
MINERAL BRUTO	100,0	450	50	100,0	100,0

## 2.- TRATAMIENTO EN CONOS REICHERT

2.1.- Primera etapa

PRODUCTOS	PESO (%)	LEYES p.p.m.		DISTRIBUCION, %	
		Sn	Ta	Sn	Ta
Residuo	55,0	140	25	12,4	23,3
Preconcentrado	45,0	1.209	101	87,6	76,7
ENTRADA	100,0	621	59	100,0	100,0

2.2.- Segunda etapa

PRODUCTOS	PESO (%)	LEYES p.p.m.		DISTRIBUCION, %	
		Sn	Ta	Sn	Ta
Residuo	52,0	180	26	7,7	13,4
Preconcentrado	48,0	2.325	182	92,3	86,6
ENTRADA	100,0	1.209	101	100,0	100,0

2.3.- Tercera etapa

PRODUCTOS	PESO (%)	LEYES p.p.m.		DISTRIBUCION, %	
		Sn	Ta	Sn	Ta
Residuo	45,0	250	32	4,8	7,9
Preconcentrado	55,0	4.024	305	95,2	92,1
ENTRADA	100,0	2.325	182	100,0	100,0

2.4.- Conjunto conos Reichert

PRODUCTOS	PESO (%)	LEYES p.p.m.		DISTRIBUCION, %	
		Sn	Ta	Sn	Ta
Residuo	88,12	162	26	23,0	38,6
Preconcentrado	11,88	4.024	305	77,0	61,4
ENTRADA	100,00	621	59	100,0	100,0

## 3.- TRATAMIENTO EN MESAS

3.1.- Desbaste

PRODUCTOS	PESO (%)	LEYES p.p.m.		DISTRIBUCION, %	
		Sn	Ta	Sn	Ta
Residuo	89,69	310	90	6,9	38,28
Preconcentrado	10,31	36.348	1.826	93,1	61,72
ENTRADA	100,00	4.024	305	100,0	100,00

3.2.- Relavo

PRODUCTOS	PESO (%)	LEYES p.p.m.		DISTRIBUCION, %	
		Sn	Ta	Sn	Ta
Mixtos	89,572	5.375	400	13,25	19,60
Concentrado	10,428	302.369	14.078	86,75	80,40
ENTRADA	100,000	36.348	1.826	100,00	100,00

3.3.- Relavo de mixtos

PRODUCTOS	PESO (%)	LEYES p.p.m.		DISTRIBUCION, %	
		Sn	Ta	Sn	Ta
Residuo	98,369	450	173	8,24	42,60
Concentrado	1,631	302.369	14.078	91,76	57,40
ENTRADA	100,000	5.375	400	100,00	100,00

3.4.- Conjunto de mesas

PRODUCTOS	PESO (%)	LEYES p.p.m.		DISTRIBUCION, %	
		Sn	Ta	Sn	Ta
Residuos	98,774	321	134	7,88	43,41
Concentrado	1,226	302.369	14.078	92,12	56,59
ENTRADA	100,000	4.024	305	100,00	100,00

## 4.- RESUMEN LAVADERO

4.1.- Referido al material tratado (1 - 0,038 mm)

PRODUCTOS	PESO (%)	LEYES p.p.m.		DISTRIBUCION, %	
		Sn	Ta	Sn	Ta
Residuos	99,854	180	39	28,91	65,16
Concentrado	0,146	302.369	14.078	71,09	34,84
MAT. TRATADO	100,00	621	59	100,00	100,00

4.2.- Referido al mineral bruto (<6 mm)

PRODUCTOS	PESO (%)	LEYES p.p.m.		DISTRIBUCION, %	
		Sn	Ta	Sn	Ta
Residuos	99,902	154	36	34,15	72,41
Concentrado	0,098	302.369	14.078	65,85	27,59
ENTRADA	100,00	450	50	100,00	100,00

5.- EL AFINO5.1.- Referido al concentrado de gravimetría

PRODUCTOS	PESO (%)	LEYES p.p.m.		DISTRIBUCION, %	
		Sn	Ta	Sn	Ta
Concentrado Sn	47,035	630.000	9.865	98,00	32,96
Concentrado Ta	3,279	46.116	278.426	0,50	64,85
Mixtos	49,686	9.130	621	1,50	2,19
ENTRADA	100,000	302.369	14.078	100,00	100,00

5.2.- Referido al material tratado (1 -0,038 mm)

PRODUCTOS	PESO (%)	LEYES p.p.m.		DISTRIBUCION, %	
		Sn	Ta	Sn	Ta
Concentrado Sn	0,069	630.000	865	70,00	11,54
Concentrado Ta	0,005	46.116	278.426	0,37	23,60
Residuos	99,926	184	38	29,63	64,86
MAT. TRATADO	100,000	621	59	100,00	100,00

5.3.- Referido al mineral bruto (<6 mm)

PRODUCTOS	PESO (%)	LEYES p.p.m.		DISTRIBUCION, %	
		Sn	Ta	Sn	Ta
Concentrado Sn	0,046	630.000	9.865	64,40	9,08
Concentrado Ta	0,003	46.116	278.426	0,31	16,71
Residuos	99,951	159	37	35,29	74,21
MIN. BRUTO	100,000	450	50	100,00	100,00

ANEXO N<sup>o</sup> III

OFERTA DE MAQUINARIA PARA REFOR  
MA DE LA PLANTA DE TRATAMIENTO

ERAL

EMPRESA NACIONAL ADARO  
DE INVESTIGACIONES MINERAS S.A.

Serrano, 116

MADRID 6

PLANTA DE TRATAMIENTO DE MINERAL DE ESTAÑO

(OFERTA Nº 841.1)

PARAMETROS FUNCIONALES

Capacidad de Tratamiento	..... 147	Tm/h
Gasto de agua fresca	..... 786,5	m3/h
Potencia instalada	..... 745	Kw.
Potencia absorbida	..... 596	Kw.
Personal de operación necesario por turno	..... 6	
Personal de mantenimiento necesario por turno	..... 2	
Personal técnico cualificado	..... 1	
Circuito operativo	..... Plano SB 1131	



DESCRIPCION DE EQUIPOS

AREA 10 -ALIMENTACION, PREPARACION Y CRIBADO -

- |   |           |
|---|-----------|
| 10.01. Tolva alimentación                       | (cliente) |
| 10.02. Lanza Monitor agua                       | (Cliente) |
| 10.03. Cilindro lavador 30.90. Potencia 135 Kw. | (Cliente) |
| 10.04. Criba vibrante. Potencia 4 Kw.           | (Cliente) |
| 10.05. Cinta transportadora. Potencia 4 Kw.     | (Cliente) |
| 10.06. 10 rejillas curvas 1000/60°              |           |
| 10.07. Cinta transportadora. Potencia 4 Kw.     | (Cliente) |

AREA 20 -DESLAMADO-

- |  |  |
|--|--|
| 20.01. Grupo de bombeo GB 32-10/8. Potencia 75 Kw.           |  |
| 20.02. Distribuidor ZVX 4 B con 4 hidrociclones RWB 105.27 I |  |
| 20.03. Grupo de bombeo GB 32-10/8. Potencia 75 Kw.           |  |
| 20.04. Distribuidor ZVD 15 B con 15 Hidrociclones RWS 4118 I |  |

.../...

AREA 30 -CONCENTRACION GRAVIMETRICA-

- 30.01. Bomba vertical 6". Potencia 75 Kw.
- 30.02. 2 Conos Reichert 4DSV
- 30.03. Bomba vertical 4". Potencia 55 Kw.
- 30.04. Cono Reichert 3 DS6-DS
- 30.05. 13 Mesas sacudidas M.D.L. Potencia 26 Kw. (Cliente)
- 30.06. 2 Mesas sacudidas WILFLEY nº 20. Potencia 4 Kw. (Cliente)
- 30.07. Bomba vertical 2". Potencia 5,5 Kw.
- 30.08. Bomba vertical 4". Potencia 15 Kw.
- 30.09. Hidrociclón RWS 4118 I

AREA 40 -BOMBEO ESTERILES-

- 40.01. Grupo de bombeo GB 32-10/8. Potencia 75 Kw.

AREA 50 -BOMBEO AGUA FRESCA-

- 50.01. Bomba alimentación Monitor. Potencia 65 Kw. (Cliente)
- 50.02. Bomba alimentación area 30. Potencia 15 Kw. (Cliente)
- 50.03. Bomba servicios generales. Potencia 5,5 Kw. (Cliente)

## II. CONDICIONES Y FORMA DE PAGO

A convenir.

## III. PARTIDAS NO INCLUIDAS

No forma parte de esta oferta:

- a) Mano de obra para el montaje (peonaje)
- b) Tubería exterior hasta la planta
- c) Instalación eléctrica del exterior al cuadro general
- d) Obras de albañilería

## IV. GARANTIA

Nuestros equipos se garantizan contra cualquier defecto de materiales y construcción durante seis meses contados a partir de la fecha de entrega.

No se encuentran comprendidos en la indicada garantía aquellos materiales que por su desgaste natural, abandono, inexperiencia, o por otras causas que no sean defectos de construcción estén sujetos a una reposición.

## V. PLAZO DE ENTREGA

4 meses aproximadamente, sujeto a confirmación en caso de pedido.

## VI. VALIDEZ DE LA OFERTA

30 días.



Atentamente  
ERAL EQUIPOS Y PROCESOS S.A.

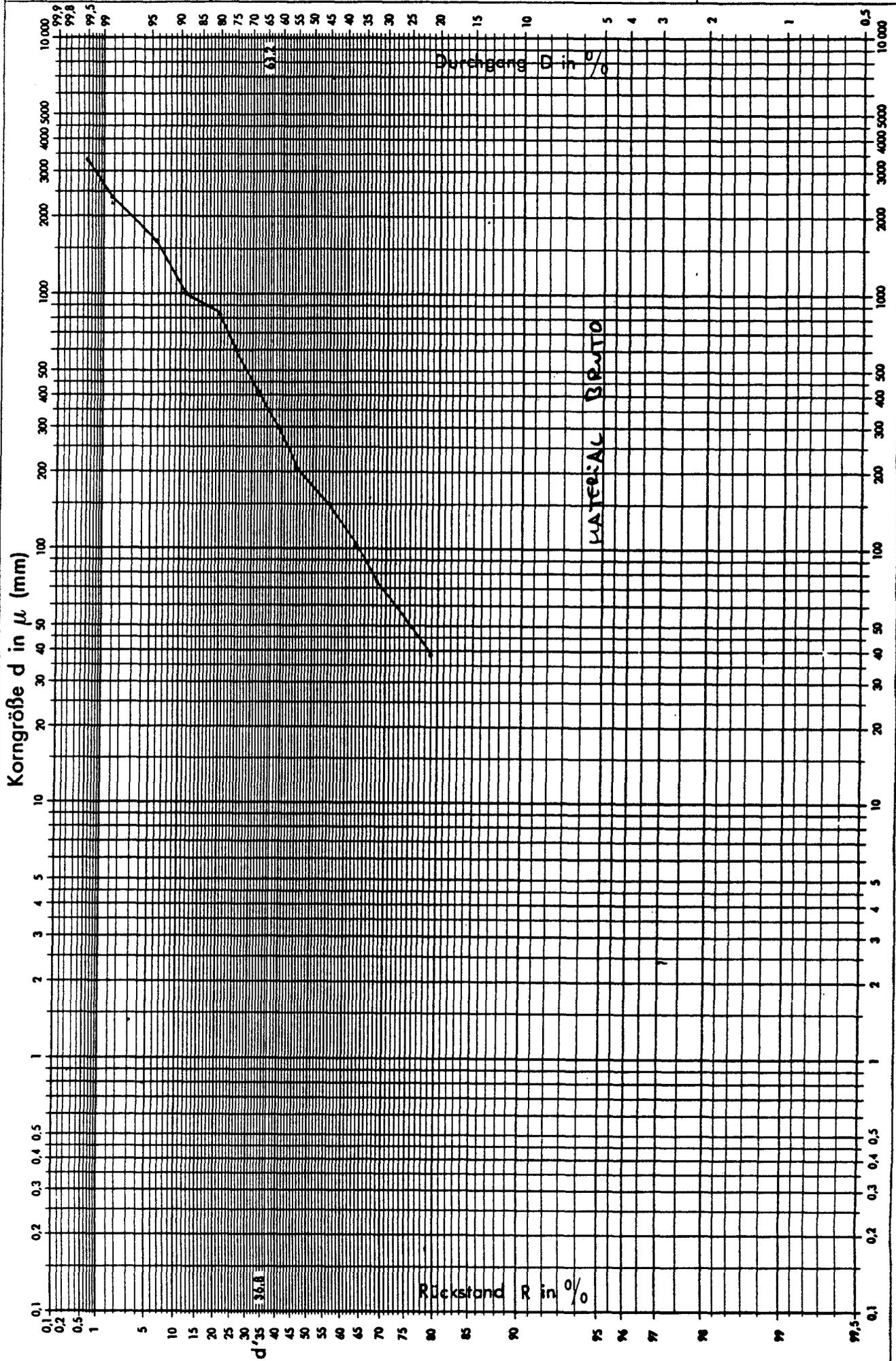
Stoff:

# Körnungsnetz

Nr. J.L. Boub

Maschine: ADARO - PENOUTA

Datum: 9/1/84



MURCA COPYRIGHT SCHLEICHER & SCHULL GMBH, 3352 EINBECK 55 Bestell-Nr. 667 501, Nr. 421 1/2 P

○ ○

T ≡ Tm/h

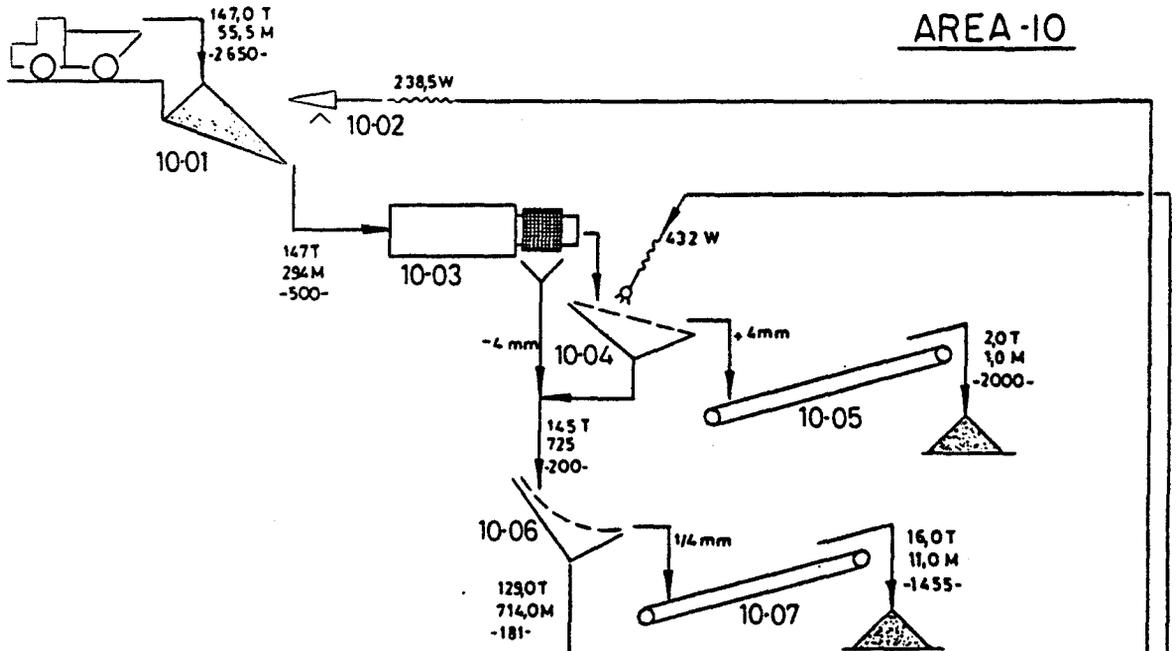
M ≡ m<sup>3</sup>/h

x = gr/l

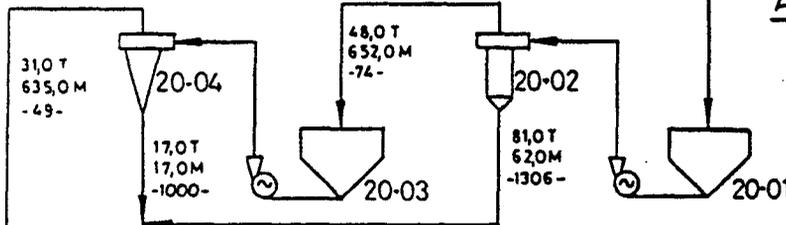
Peso específico =

kg/dm<sup>3</sup>

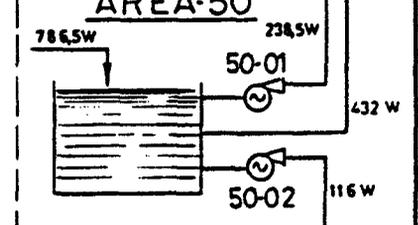
## AREA-10



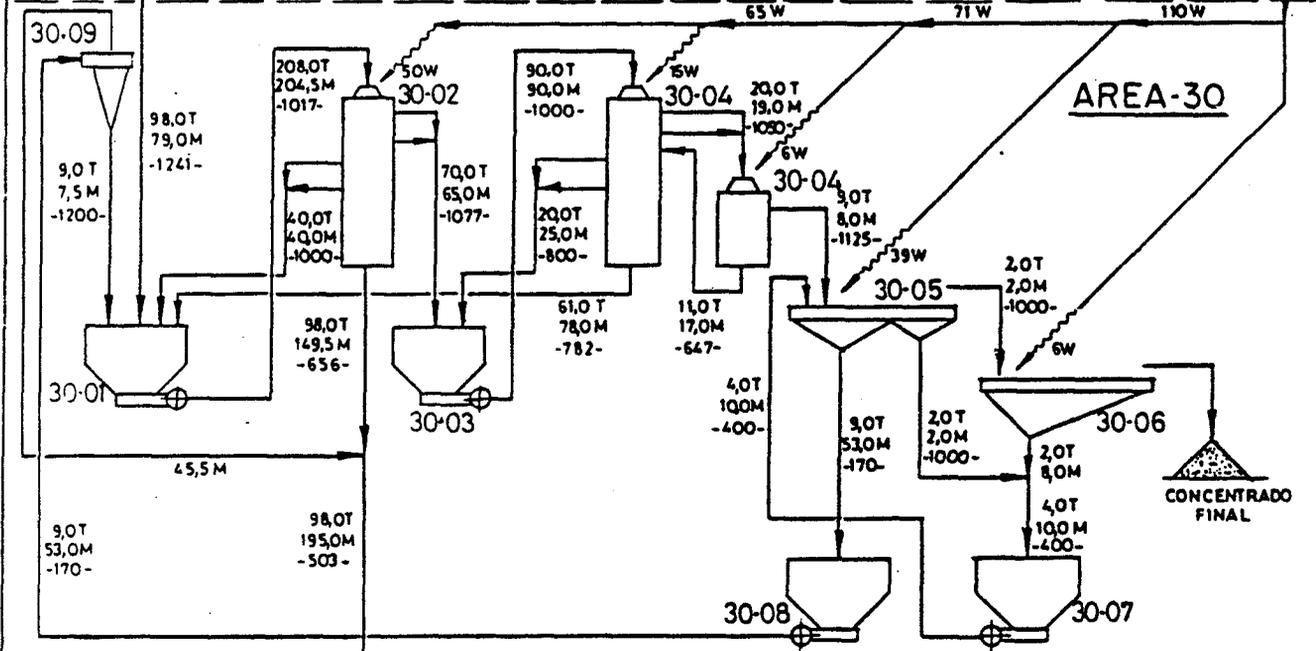
## AREA-20



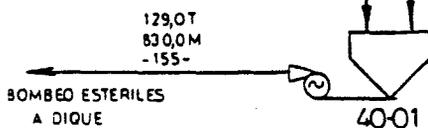
## AREA-50

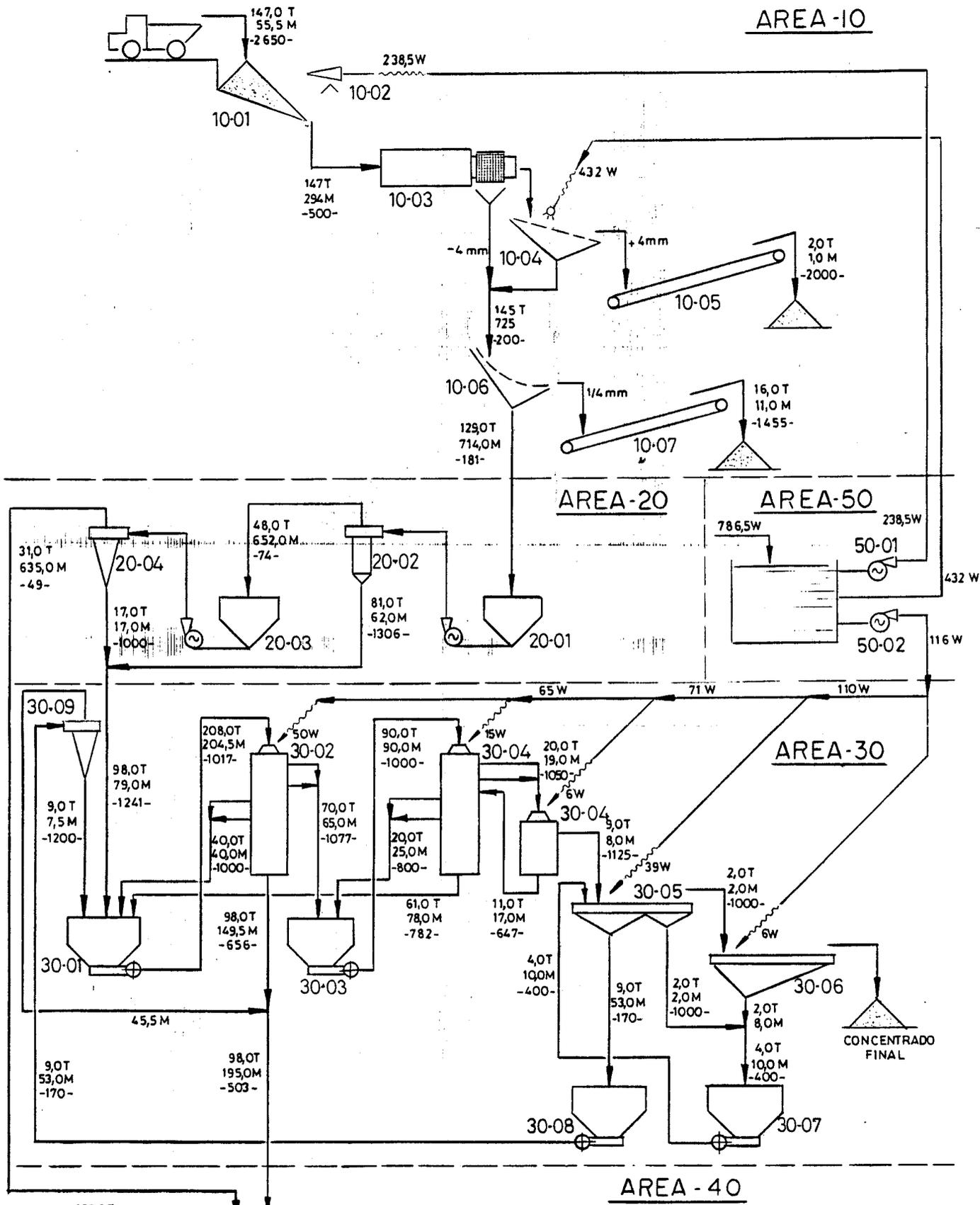


## AREA-30



## AREA-40





BOMBEO ESTERILES A DIQUE  
40-01

T = Tm/h (SOLIDO SECO)    M = m<sup>3</sup>/h (PULPA)    -x- = gr/l (SOLIDO/PULPA)  
 Peso específico = Kg/dm<sup>3</sup>    W = m<sup>3</sup>/h agua

MODIF.	Fecha	Nombre	 <small>Eral, equipos y procesos, s. a.          Costa Rica, 15 - Madrid-16</small>	
	Dibujado	5 1 84		F.G.J.
	Comprob.			J.L.B.
	Norma n.º			
ESCALA	ENADIMSA		N.º SB 1131	
			Sustituye a:	
			Sustituido por:	

ANEXO N° IV

ALTERNATIVAS PARA PRESUPUESTO-84 DE  
LA EXPLOTACION POR C.M. PENOUTA, S.A.

16-Dic-83

Todo siendo

- Efectos de esta medida de que todos los proyectos  
con WSA y Censura  
unidos entre dependan temporalmente

- Desde que se firmaron los decretos

- En caso de no acordarse con el Consejo de Energía (Bosch)

CENTRO MINERO DE PENOUTA, S.A.

PRESUPUESTO 1984

## INTRODUCCION

En el estudio del Presupuesto 1.984 para Penouta, se plantean una serie de alternativas emanadas de la situación económica y técnica actual de la empresa y de las posibilidades de futuro que se deriven del programa de investigación y estudio de viabilidad que se prevee realizar.

En principio, sería conveniente realizar un plan/ de trabajo que cubriera el periodo necesario para desarrollar el programa de investigación, manteniendo la actividad de la mina con un criterio de mínimos costos, inversiones y pérdidas.

Para enfocar el estudio bajo estos aspectos, se parte de un Presupuesto Base (Alternativa nº 1) que toma como origen las posibilidades actuales de la Corta de Explotación/ y de la Planta de Tratamiento. Sobre este presupuesto se realizan modificaciones que puedan suponer una menor inversión y un menor gasto, que a su vez determinarán distintas alternativas.

PRESUPUESTO BASE (ALTERNATIVA N.º. 1)

PLAN GENERAL DE LABORES

Las instalaciones de Tratamiento de Penouta obtienen/ un rendimiento metal entre el 20% y el 25% cuando el mineral - tratado es leucogranito blando, descendiendo a valores del -- 9-11% con esteril de balsas y otros minerales de baja calidad.

Dada la capacidad media actual de tratamiento de --- 70.000 Tm/mes, es necesario disponer de 846.000 Tm. de leuco-- granito para 1.984, que sólomente se pueden extraer de la zona sur de la mina.

MINERAL

El mineral disponible en estos momentos en la mina es tá ubicado en:

Plataforma sur: cota 1.250-1.230 .....	347.000 m3
Talud este: .....	<u>212.000 m3</u>
TOTAL DISPONIBLE .....	559.000 m3

OTROS MINERALES TRATABLES

Al total del mineral que se puede arrancar en la zona Sur-Este, hay que añadir otros minerales que pueden tratarse - en la Planta y que proceden de las balsas de estériles anti--- guas, o de restos de mineral primario de baja calidad que fue/ deshechado en su dia por su bajo rendimiento.

a) Balsa de la abeja

Total reservas .....	595.000 m3
Explotables .....	50.000 m3

Esta balsa antigua que se ha estado explotando desde/ el mes de diciembre de 1.982, tiene unas reservas cubizadas ac tualmente en 595.000 m3, pero debido al nivel freático dentro/ de la misma, se hace imposible la explotación del total de las

reservas por los métodos convencionales de palas cargadoras y camiones.

Se consideran explotables 50.000 m3 correspondientes a las zonas altas de la balsa.

b) Balsa antigua trinchera

Se compone de arenas, lodos y tierra estéril, que pueden tratarse en rendimiento bajo, pero que deben considerarse como mineral disponible.

Cubicación ..... 200.000 m3

c) Talud Noroeste

En el talud noroeste de la Corta, hay un mineral de baja calidad, que puede ser tratado en la Planta y se calcula que puede haber:

Cubicación aproximada ..... 80.000 m3

RESUMEN MINERAL DISPONIBLE

- Mineral primario ..... 559.000 m3
- Otros minerales ..... 330.000 m3

MOVIMIENTO DE ESTERILES

Para arrancar el mineral primario, es necesario realizar previamente un desmonte de estéril que lo deje al descubierto y en condiciones de trabajo con seguridad.

Por otra parte será necesario un nuevo recrecimiento del muro de la Balsa de Estériles en el caso de funcionar la mina en las condiciones actuales durante 1.984 y 1.985.

ESTERIL PARA MINERAL

- Cota 1422-1354 ..... 209.613 m3
- Cota 1354-1324 ..... 602.504 m3
- Cota 1324-1285 ..... 404.095 m3
- Cota 1285-1250 ..... 362.540 m3

- Arrancado diversas cotas	- 357.500 m3
TOTAL ESTERIL A MOVER .....	<u>1.252 m3</u>

ESTERIL PARA BALSA

Al terminarse el actual recrecimiento del muro de la balsa, la coronación quedará en la cota 1.205, estando el nivel de lodos y agua a la cota 1.201, 67.

Como el nivel de lodos tiene un crecimiento medio de 20,50 cm por mes, para Diciembre de 1.984 habrá alcanzado la cota 1.204,13 que estará en el tope máximo de seguridad ya -- que el resguardo mínimo debe ser de un metro.

Considerando que la actual balsa se va a utilizar durante los años 1984 y 1985, será necesario recrecer nuevamente el muro de contención a la cota de coronación de 1.210, -- con una anchura en la misma de 15 m. y quedando el nivel de lodos a la cota 1.206,59 en diciembre de 1.985.

En estas condiciones planteadas, serán necesarios -- 350.000 m3 de estéril para realizar el recrecimiento del muro

PLAN DE LABORES PARA 1.984

El Plan General de Labores anteriormente expuesto, -- recoge la posibilidad de aprovechar todos los minerales tratables con las actuales instalaciones, lo que equivaldría a prolongar la actividad de la mina durante los años 1.984 y 1.985

AÑO 1.984

MOVIMIENTO DE TIERRAS

- Estéril .....	920.000 m3
- Perforación .....	525.000 m3
- Mineral a Planta .....	470.000 m3
- Mineral a Acopio .....	60.000 m3
- Esteril muro Balsa .....	350.000 m3

PRECIOS UNITARIOS

Las labores a realizar por medio de contratista, tienen los siguientes precios unitarios:

- Esteril (carga y transporte)..... 149,76 Pts/m3
- Perforación ..... 171,60 "
- Mineral (carga y transporte) ..... 149,76 "
- Estéril muro Balsa ..... 187,20 "
- Alimentación Planta ..... 3.120.000 Pts/mes

IMPORTE TOTAL MINA Y BALSA

a) Costo Directo

- Estéril (920.000 x 149,76) .....	137.779.200.-
- Perforación (525.000 x 171,60) .....	90.090.000.-
- Mineral (530.000 x 149,76) .....	79.372.800.-
- Balsa-Dique (350.000 x 187,20) .....	65.520.000.-
- Alimentación (3.120.000 x 12) .....	37.440.000.-
<b>TOTAL a)</b> .....	<b>410.202.000.-</b>

b) Costo Factura

- Gtos. Generales y M.O. indirecta .....	21.600.000.-
- Gtos. contrata (topografía, mediciones, plan) .....	28.908.000.-
<b>TOTAL b)</b> .....	<b>50.508.000.-</b>
Importe total a) + b) .....	460.710.000.-
I.G.T.E. (4%) .....	18.428.400.-
<b>TOTAL FACTURA</b> .....	<b>479.138.400.-</b>

REPARTO DE CARGOS AL COSTO Y A INVERSION

A.- ESTERIL CORTA

ESTERIL AL COSTO

$$\text{Coeficiente amortización corta} = \frac{402.748.000 + 133.082.000}{13.501.273 - 423.000} = 40,97 \text{ R/Tn}$$

Importe al costo: 40,97 x 846.000 = 34.660.620 Ptas.

ESTERIL A INMOVILIZADO

A Gtos. amortiz.: 266.164.000 - 34.660.620 = 231.503.380.- Pts.

B.- MINERAL

Coefficiente cargo contrata: 1,16805

79.372.800 x 1,16805 = 92.711.777.- Ptas.

C.- BALSA DE ESTERILES

BALSA AL COSTO

Coefficiente amortización Balsa:  $\frac{237.033.000+38.265.000}{13.501.273-423.000} = 21,05 \text{ Pt/Tm}$

Importe al costo: 21,05 x 846.000 = 17.808.300.- Pts.

BALSA A INMOVILIZADO

A gtos. amortizables: 76.530.000-17.808.300 = 58.721.700 Pts.

D.- ALIMENTACION PLANTA

Cargo al costo: 37.440.000 x 1,16805= 43.732.000 Ptas.

REPARTO EN CUENTAS DE CARGO

AL COSTO.- Cuenta 64.0000.- Trabajos, suministros y S.Exterior.

640004.- ARRENDAMIENTO MAQUINARIA

- Mineral ..... 92.711.777.-

- Alimentación Planta ..... 43.732.000.-

T O T A L ..... 136.443.777.-

AL COSTO.- CUENTA 680000. Dotaciones del Ejercicio para amortización.

687700.- De excavaciones en Corta ..... 34.660.620 Pts

687800.- De balsa de estériles ..... 17.808.300 Pts

52.468.920 Pts

A GASTOS AMORTIZABLES.- Cuenta 270000

279001.- EXCAVACION CORTA

Corta al 31.12.83 .....	402.748.000 Pts.
Corta 1.984 .....	<u>231.503.380 Pts</u>
TOTAL CORTA AL 31.12.84 .....	634.251.380 Pts

279003.- BALSA DE ESTERILES

Balsa al 31.12.83 .....	237.033.000 Pts
Balsa 1.984 .....	<u>521.721.700 Pts</u>
TOTAL BALSA AL 31.12.84 .....	295.754.700 Pts

PRESUPUESTO GENERAL DE GASTOS 1.984

DESGLOSE POR CUENTAS

(x 1000 Pts.)

60.- COMPRA DE MATERIALES

604001.-	Carburantes .....	7.768.-
604002.-	Lubricantes .....	1.990.-
604003.-	Repuestos en Gral. ....	20.071.-
604004.-	Mat. construcción .....	2.749.-
604005.-	Mat. laboratorio .....	1.102.-
604006.-	Mat. diverso .....	345.-
604008.-	Mat. eléctrico .....	1.227.-
604009.-	Mat. de soldar .....	3.175.-
604010.-	Utiles y herramientas .....	184.-
604011.-	Ropa de trabajo .....	912.-
		<hr/>
		39.523.-

GASTOS DE PERSONAL

610001.-	Remuneraciones fijas .....	115.690.-
610002.-	Remuneraciones eventuales .....	3.444.-
610007.-	Pagos extraordinarios .....	12.682.-
616001.-	Transporte de personal .....	2.764.-
616002.-	Alojamientos .....	3.355.-
617001.-	Seg. Social de Empresa .....	50.461.-
618002.-	Seguro Colectivo de Vida .....	600.-
618003.-	Servicios Médicos de empresa .....	607.-
618004.-	Fondo social .....	120.-
618005.-	Otros gastos .....	1.185.-
		<hr/>
		189.723.-

GASTOS FINANCIEROS

624001.-	Inter. y Comisiones de Préstamos .....	345.869.-
624002.-	Comisiones por avales .....	7.753.-
624003.-	Intereses demora .....	23.430.-
627001.-	Inter. Bancarios de Ctas. Ctes. ....	7.016.-
627002.-	Otros gastos bancarios .....	10.682.-
627003.-	Gastos de renovaciones .....	3.530.-
627004.-	Intereses de Proveedores .....	7.487.-
627005.-	Timbre de letras .....	4.506.-
	Refinanciación (nota a parte) .....	305.844.-



TRIBUTOS

630001.- I.G.T.E. ....	9.069.-
630002.- Contribución Urbana ....	195.-
630003.- Licencia fiscal ....	115.-
630004.- Cánon Superficie de minas ....	115.-
630005.- Otros impuestos y tasas ....	373.-
630006.- Impuesto Municipal Circulación ....	10.-
630007.- Cánon Plan de Labores ....	58.-
	<hr/>
	9.935.-

TRABAJOS SUMINISTROS Y SERVICIOS EXTERIORES

640001.- Arrendamiento de aguas ....	8.007.-
640002.- Arrendamiento de terrenos ....	6.000.-
640003.- Arrendamiento de viviendas ....	384.-
640004.- Arrendamiento de maquinaria ....	<del>1.430.-</del>
640005.- Arrendamiento de vehículos ....	1.430.-
641001.- Reparaciones de Maquinaria ....	1.743.-
641002.- Reparaciones de vehículos ....	217.-
641008.- Reparaciones de Motores eléctricos ....	1.287.-
641009.- Reparaciones de maq. Oficina y M. ....	591.-
641010.- Mantenimiento jardín y poblado ....	886.-
642002.- Gas Butano y Propano ....	559.-
642003.- Electricidad ....	54.274.-
644000.- Servicio Vigilancia ....	347.-
646001.- Seguro automóviles ....	137.-
646002.- Responsabilidad Civil Balsas ....	302.-
646003.- Seguro accidentes individuales ....	63.-
646004.- Seguro de Incendios ....	33.-
646005.- Seguro Transporte mercancías ....	556.-
	<hr/>
	213.260.-

TRANSPORTES Y FLETES

650001.- Transportes y fletes de compras ....	494.-
651001.- Transportes y fletes de ventas ....	854.-
652001.- Otros transportes ....	30.-
	<hr/>
	1.378.-

1,63

GASTOS DIVERSOS

660001.- Material de oficina .....	235.-
660002.- Correos y telégrafos .....	18.-
660003.- Teléfono .....	1.480.-
660005.- Asociaciones técnicas y empresa. ....	300.-
660006.- Jurídicos y Contenciosos .....	412.-
660007.- Suscrip. a Periódicos y revistas .....	249.-
660008.- Notarias y Registros .....	100.-
660009.- Viajes y desplazamientos .....	1.567.-
660010.- Publicidad y anuncios .....	180.-
660011.- Comidas y bebidas .....	76.-
660013.- Mat. de limpieza .....	118.-
660015.- Fotocopias .....	101.-
660016.- Multas y sanciones .....	5.-
660017.- Gestorias .....	31.-
660019.- Daños en fincas de terceros.....	114.-
660020.- Gastos de gestión .....	3.750.-
660099.- Otros gastos .....	103.-
	<hr/>
	8.839.-

DOTACIONES DEL EJERCICIO PARA AMORTIZACION

680020.- De edificios .....	2,211.-
680030.- De construcciones .....	<del>15.722.-</del>
680040.- De maquinaria .....	<sup>50 745</sup> 15.722.-
680050.- De instalaciones .....	10.343.-
680060.- De material transporte interno .....	4.390.-
680070.- De útiles y herramientas .....	9.-
680075.- De material técnico .....	16.-
680080.- De material automovil .....	592.-
680100.- De mobiliario .....	1.185.-
680110.- De mobiliario de oficinas .....	321.-
680120.- De equipo proceso información .....	262.-
680130.- De moldes y modelos .....	142.-
687000.- De gastos constitución .....	418.-
687100.- De gastos lq establecimiento .....	111.-
687200.- De gastos ampliación capital .....	279.-
687400.- De investigaciones y proyectos .....	4.105.-
687500.- De grandes reparaciones .....	894.-
687700.- De excavaciones en Corta .....	<del>894.-</del>

687800.- De balsa de estériles .....	<del>17.308.-</del>
TOTAL .....	149.314.-

REFINANCIACION

Refinanciación vto. 1984 (2.538 M.M.) al 19,24% ..	257.321.-
Financiación resultado explotación: (146 M.M.)....	14.706.-
Financiación Gtos. diversos: (8,8 M.M.) .....	850.-
Financiación Corta y Balsa (342 M.M.) .....	32.967.-
TOTAL REFINANCIACION .....	<del>345.844.-</del>

361,52

- No se prevee la financiación de la tantalita y se ha supuesto que se venderá en el transcurso de 1.984 la producción.

coste de producción

Compras de materiales	46,22	3,0
Costos de personal	224,75	14,0
Gastos diversos (incluida ref. amortiz.)	846,46	53,9
Tributos	11,74	0,7
Trab. sim. serv. ext	253,23	16,1
Transp. y otros	1,63	0,1
Gastos diversos	10,23	0,6
Amortizaciones varias	176,49	11,3

Total coste operación	596,66	34,8 %
Total coste financiero	846,46	53,9 %
Total amortización	176,49	11,3 %

costos operativos.

% Total coste = 1539,61

Compras materiales	46,22	8,5 %
Personal	224,76	41,0 "
Tributos	11,74	2,3 "
Trab. sim. serv. ext	253,23	46,1 "
Transp. y otros	1,63	0,3 "
Gastos diversos	10,23	1,9 "
Total	548,81	35,6 %

PRODUCCION

Tm. tratadas de mineral ..... 846.000 Tm.

PROCEDENCIA

Caolín zona Sur ..... 324.000 Tm.

Caolín Talud-Este ..... 360.000 Tm.

Caolín Noroeste ..... 144.000 Tm.

Balsas y Restos ..... 126.000 Tm.

954.000 Tm.

Existencia 31.12.83 en Acopio ..... -108.000 Tm.

TOTAL TM. TRATADAS ..... 846.000 Tm.

LEY MEDIA

En estaño: 655 p.p.m.

En tántalo: 65 p.p.m.

METAL CONTENIDO

Estaño contenido:  $846.000 \times 0,655 = 554.130$  Kg. Sn.

Tantalita contenida:  $846.000 \times 0,065 = 54.990$  Kg. Ta2 05

RENDIMIENTOS MEDIOS DE TRATAMIENTO

Estaño: 19,03%

Tantalita: 15,83%

PRODUCCIONES

Estaño metal producido:  $554.130 \times 0,1903 =$  [redacted] Kg. Sn.

Tantalita producida:  $54.990 \times 0,1583 =$  [redacted] Kg. Ta2 05

105 450 Kg Sn

8 705 Kg

EXPLOTACION VENTAS

PREVISION PRECIO DEL ESTAÑO

Cotización: 8.500 £/Tm.

Cambio: 225.- Ptas/£

$$\text{Precio: } \frac{8.500 \times 225 \times 1,06}{1000} = 2.027 \text{ Pts/Kg Sn} = 2.000 \text{ Pt/Kg. Sn.}$$

PREVISION PRECIO DE LA TANTALITA

- Los precios actuales oscilan entre 29 y 33 \$ Usa/Libra

- Como consecuencia de la compra de 305.000 Libras de Ta2 O5 -- que ha realizado el departamento americano de la G.S.A., es de esperar que durante 1.984 exista mercado mas regular que los años pasados y que el precio pueda estar en torno a los 32 \$.

- Cotización: 32 Usa \$/Libra

- Cambio: 150.- Ptas/Usa \$

*Al cambio de 150 \$/£ --  
-- ca 12021 Ptas/Kg Sn*

$$\text{Precio: } \frac{32 \times 150 \times 1,065}{0,4536} = 11.270.- \text{ Ptas/Kg. Ta2 O5}$$

VALOR DE LA PRODUCCION

Estaño: 105.450 x 2000 = 210.900.000.-

Tantalita: 8.702 x 11.270 = 98.072.000.-

*1000/3 = 124600,00*

TOTAL PRODUCCION VTAS. ~~210.900.000~~ 2.000

=====

*308.972.000*

CUENTA DE RESULTADOS

AÑO 1984

ALTERNATIVA Nº 1.- PRESUPUESTO BASE

EXPLOTACION VENTAS (Pts x 1000)

Casiterita .....	210.900.-
Tantalita .....	98.072.-
	<u>308.972.-</u>

COSTES EXPLOTACION

Compras .....	39.523.-
Gastos de Personal .....	191.764.-
Trabajos, Suministros y Serv. Exter. ....	213.260.-
Tributos .....	9.935.-
Transportes y fletes .....	1.378.-
	<u>-455.860.-</u>
RESULTADOS EXPLOTACION .....	-146.888.-

OTROS GASTOS

Gastos diversos .....	8.839.-
X Amortizaciones inmov. ....	96.845.-
X Amortizaciones gtos. amortizables .....	52.469.-
	<u>-158.153.-</u>

FINANCIACION

Gastos financieros .....	-716.108.-
--------------------------	------------

RESULTADOS DEL EJERCICIO .....

~~XXXXXXXXXX~~  
1021149

MODIFICACIONES AL PRESUPUESTO

MODIFICACIONES AL PRESUPUESTO 1.984

ALTERNATIVA NQ 2

- Reducir la actividad de movimiento de tierras al mineral necesario para tratamiento.
- Tratar mineral procedente de antiguas balsas y restos de minerales de baja calidad.
- Realizar los trabajos de investigación.

ALTERNATIVA NQ 3

- Reducir totalmente la actividad de la mina
- Plantear suspensión de actividades
- Equipo de mantenimiento en mina
- Realizar los trabajos de investigación.

ALTERNATIVA NO 2

ALTERNATIVA NO 2

Las modificaciones que se realizan sobre el Presupuesto Base (Alternativa nº 1) son:

- Eliminación del movimiento de estéril necesario para descubrir el mineral de la Zona Sur.

- El contrato de movimiento de tierras se reduce a la carga y transporte de los denominados "Otros minerales tratables", que serán los que provean la alimentación del concentrador.

- Se dispondrá de 330.000 m3 de los minerales antes mencionados y será necesario tratar otros 220.000 m3 -- que completen los 520.000 m3.

Los 220.000 m3 que faltan se extraerán de:

- Restos Zona Sur ..... 120.000 m3
- Cabeza Balsa actual ..... 70.000 m3

- El recrecimiento del muro de la Balsa no será necesario, ya que la coronación queda a la cota 1205 y los lodos que se depositarán en 1984 alcanzarán la cota 1204 - en el mes de diciembre.

- Hay que hacer notar que al no recrecer el muro de la Balsa, será obligatorio parar las actividades de producción a final de 1.984, que por otra parte también tendrían que ser suspendidos por falta de mineral.

MOVIMIENTO DE TIERRAS

MINERAL

Balsas antiguas .....	250.000 m3
Talud Noroeste .....	80.000 m3
Restos zona sur .....	120.000 m3
Cabeza balsa actual .....	70.000 m3
TOTAL .....	<u>520.000 m3</u>

ESTERIL PARA MINERAL

- No se realiza.

ESTERIL PARA BALSA

- No se realiza.

PRECIOS UNITARIOS

- Mineral: 160 Ptas./m3
- Alimentación planta: 3.200.000 Ptas/mes
- Se suprimen los gastos de contrata, M.O. indirecta, etc.

IMPORTE TOTAL MINA

AL COSTO

Mineral (520.000 x 160) .....	83.200.000.- Pt
Alimentación (3.200.000 x 12) .....	38.400.000.-Pts
	<hr/>
	121.600.000.- "
I.G.T.E. (4%) .....	4.864.000.- "
	<hr/>
TOTAL COSTO .....	126.464.000.- Pt.

AMORTIZACION DE CORTA

Coef. medio de amortización:  $\frac{402.745.000 + 0}{13.501.273-423.000} = 30,79 \text{ Pt/Tm}$

Importe amortización:  $30,79 \times 846.000 = 26.048.340.- \text{ Ptas.}$

AMORTIZACION BALSA

Coef. medio amortización:  $\frac{287.033.000 + 0}{13.501.273-423.000} = 18,12 \text{ Pts/Tm}$

Importe amortización:  $18,12 \times 846.000 = 15.329.520 \text{ Ptas.}$

REPARTO EN CUENTAS DE CARGO

AL COSTO.- Cuenta 640000: Trabajos, Suministros y Ser.Exter

640004.- Arrendamiento maquinaria

Mineral (costo + I.G.T.E) .....	86.528.000
Alimentación Planta (costo + I.G.T.E) .....	39.936.000
	<hr/>

TOTAL ..... 126.464.000

AL COSTO.- Cuenta 680000.- Dotaciones del Ejercicio para amortización.

687700.- De excavaciones en Corta .....	26.048.340.- Pt
687800.- De Balsa de estériles .....	15.329.520.- Pt

PRESUPUESTO GENERAL DE GASTOS

ALTERNATIVA Nº 2

AÑO 1984

(x 1000)

60.- COMPRAS .....	39.523.-
61.- GASTOS DE PERSONAL .....	189.723.-
62.- GASTOS FINANCIEROS .....	688.637.-
Se suprimen las cuentas de financiación de Corta y Balsa, Se modifica la financiación de Resultados de Explotación.	
- Refinanciación .....	278.373.-
- Resto cuentas .....	410.264.-
63.- TRIBUTOS .....	8.348.-
64.- TRABAJOS, SUMINISTROS Y S. EXTER. ....	203.280.-
Variación en:	
Arrendamiento maquinaria .....	126.464.-
Resto de cuentas .....	76.816.-
65.- TRANSPORTES Y FLETES .....	1.378.-
66.- GASTOS DIVERSOS .....	8.839.-
68.- AMORTIZACIONES .....	138.223.-
Del inmovilizado .....	96.845.-
De gastos amortizables .....	41.378.-

(Balsa y corta)

PRODUCCION

Tm. Tratadas de mineral ..... 846.000 Tm.

PROCEDENCIA

Balsas antiguas ..... 450.000 Tm

Talud Noroeste ..... 144.000 Tm.

Restos Zona Sur ..... 216.000 Tm

Cabeza Balsa ..... 126.000 Tm

Material no útil ..... -90.000 Tm

TOTAL ..... 846.000 Tm

36220

PRODUCCIONES

Por la experiencia que se tiene del tratamiento -- de estos minerales que podemos denominar como marginales, la/ producción se verá fuertemente reducida en estaño (15% menos) y aún más en la tantalita (30% menos) con lo cual, se estima/ que se obtendrá:

- Estaño metal producido (Rend=15,7%) ..... 87.000 Kg.

- Tantalita producida (Rend=11,2%) ..... 6.200 Kg.

$846000 \times 0,655 \times Rend = 27000 \text{ Kg} \quad R =$

$846000 \times 0,655 \times Rend = 6200 \text{ Kg} \quad R =$

EXPLOTACION VENTAS

VALOR DE LA PRODUCCION

ESTAÑO: 87.000 X 2.000 = 174.000.000.-

TANTALITA: 6.200 X 11.270 = 69.874.000.-

TOTAL PRODUCCION-VENTAS ... 243.874.000.- Ptas.

CUENTA DE RESULTADOS

AÑO 1984

ALTERNATIVA NO 2

EXPLOTACION VENTAS (x 1000)

Casiterita .....	174.000
Tantalita .....	69.874
	<hr/>
	243.874

COSTES EXPLOTACION

Compras .....	39.523
Gastos de personal .....	189.723
Trabajos, suministros y Serv. exteriores .....	203.280
Tributos .....	8.348
Transportes y fletes .....	1.378
	<hr/>
	-442.252

RESULTADOS EXPLOTACION ..... -198.378

OTROS GASTOS

Gastos diversos .....	8.839
Amortización Inmovilizado .....	96.845
Amortización gastos amortiz. ....	41.378
	<hr/>
	-147.062

FINANCIACION

Gastos financieros ..... -688.637

RESULTADOS DEL EJERCICIO ..... 

1.034.077 -

ALTERNATIVA Nº 3

ALTERNATIVA Nº 3

SUSPENSION DE ACTIVIDADES

Se para todo el proceso productivo y solamente permanece la actividad dirigida al mantenimiento de instalaciones y edificios.

PERSONAL NECESARIO

Se estima que es necesario mantener un determinado número de personas de la plantilla en actividad, para cubrir las / necesidades de mantenimiento y atender un mínimo de servicios imprescindibles.

Administración:	Tres personas
Mantenimiento:	Ocho personas
	1 sola de Dpto. Control
	2 mecanicos
	2 electricistas
	1 soldador
	2 peones
Vigilancia:	4 personas
Dirección:	1 persona

PRESUPUESTO GENERAL DE GASTOS

60. <u>COMPRAS</u>	(X 1.000)
604001 Carburantes (2 Land Rover servicio mina)	1.600
61. <u>GASTOS PERSONAL</u>	
610001 Remuneraciones fijas	21.000
617001 Seguridad Social	9.000
618005 Otros gastos	<u>120</u>
	30.120
62. <u>GASTOS FINANCIEROS</u>	
624001 Inter. y Comisiones de Préstamos	345.869
624002 Comisiones por avales	7.753
624003 Intereses demora	23.430
627001 Inter. Bancarios Ctas. Ctes.	7.016
627002 Otros gastos bancarios	10.682
627003 Gastos de renovaciones	3.530
627004 Intereses de Proveedores	7.487
627005 Timbre de letras	<u>4.506</u>
	Suma
	
	410 273
63. <u>TRIBUTOS</u>	
630001 I.G.T.E.	--
630002 Contribución Urbana	195
630003 Licencia Fiscal	115
630004 Canon Superficie de minas	115
630005 Otros Impuestos y Tasas	300
630006 Impuestos Municipal Circulación	10
630007 Canon Plan de Labores	<u>--</u>
	Suma
	735

64. TRABAJOS SUMINISTROS Y SERVICIOS EXTERIORES

640001	Arrendamiento de aguas	- -
640002	Arrendamiento de terrenos	- -
640003	Arrendamiento de Viviendas	200
640004	Arrendamiento de Maquinaria	- -
640005	Arrendamiento de Vehículos	- -
641001	Reparaciones de Maquinaria	- -
641002	Reparaciones de Vehículos	- -
641008	Reparaciones de Motores Eléctri.	- -
641009	Reparaciones de Maq.Oficina y M.	- -
641010	Mantenimiento Jardín y Poblado	800
642002	Gas Butano y Propano	559
642003	Electricidad (Alumbrado)	2.400
644000	Servicios Vigilancia	- -
646001	Seguro Automóviles	137
646002	Responsabilidad Civil Balsas	302
646003	Seg. Accidentes Individuales	- -
646004	Seg. de Incendios	33
646005	Seg. Transportes Mercancías	- -
	Suma	4.431

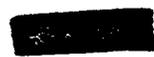
68. DOTACIONES DEL EJERCICIO PARA AMORTIZACION

680020	De Edificios	2.211
680030	De Construcciones	50.845
680040	De Maquinaria	15.722
680050	De Instalaciones	10.343
680060	De Mat. Transporte interno	4.390
680070	De Utiles y Herramientas	9
680075	De Material Técnico	16
680080	De Material Automovil	592

680100	De Mobiliario	1.185
680110	De Mobiliario de Oficinas	321
680120	De equipo Proceso Información	262
680130	De Moldes y Modelos	142
687000	De Gastos Constitución	418
687100	De Gastos 1º Establecimiento	111
687200	De Gastos Ampliación Capital	279
687400	De Investigaciones y Proyectos	4.105
687500	De Grandes Reparaciones	894
	Suma	<hr/> 96.845

REFINANCIACION

Refinanc, Vtos. 1.984 (2.538 MM)	257.321
Financiación Gastos (32 MM)	3.122
	<hr/>

  
260 443

CUENTA DE RESULTADOS

AÑO 1.984 (X 1.000)

ALTERNATIVA Nº 3

EXPLOTACION VENTAS

Casiterita	--
Tantalita	--
	<hr/>
	--

COSTES DE EXPLOTACION

Compras	1.600
Gastos de personal	30.120
Trabajos, suministros y Serv. Ext.	4.431
Tributos	735
Transportes y fletes	<hr/>
	--
	-36.886
RESULTADOS EXPLOTACION	-36.886

OTROS GASTOS

Gastos diversos	3.839
Amortizaciones Inmov.	<hr/>
	96.845
	-100.684

FINANCIACION

Gastos Financieros	-670.7 <sup>16</sup> <sub>07</sub>
--------------------	------------------------------------

RESULTADOS DEL EJERCICIO

~~808.286~~  
(808.286)

COMENTARIOS Y RESUMEN

CUADRO COMPARATIVO DE  
CUENTAS DE RESULTADOS

(x 1000)

<u>EXPLOTACION VENTAS</u>	<u>ALTERNATIVA NO 1</u>	<u>ALTERNATIVA NO 2</u>	<u>ALTERNATIVA NO 3</u>
Casiterita	210.900	174.000	--
Tantalita	98.072	69.874	--
	<u>308.972</u>	<u>243.874</u>	<u>--</u>
 <u>COSTES DE EXPLOTACION</u>			
Compras	39.523	39.523	1.600
Gtos. de personal	191.764	191.764	30.120
Trabajos, Sum. y Serv. Exter.	213.260	203.280	4.431
Tributos	9.935	8.348	735
Transportes y fletes	1.378	1.378	--
	<u>-455.860</u>	<u>-442.252</u>	<u>-36.886</u>
RESULTADOS EXPLOTACION	-146.888	-198.378	-36.886
 <u>OTROS GASTOS</u>			
Gastos diversos	8.839	8.839	3.839
Amortización Inmovilizado	96.845	96.845	96.845
Amortización gtos. amortiz.	52.469	41.378	--
	<u>-158.153</u>	<u>-147.062</u>	<u>-100.684</u>
 <u>FINANCIACION</u>			
Gtos. financieros	-716.108	-688.637	-670.707
RESULTADOS DEL EJERCICIO .....	-1.021.049	-1.034.077	-808.286

COMENTARIOS

En el cuadro comparativo de la Cuenta de Resultados de las distintas alternativas presentadas, se refleja una situación insostenible de la sociedad.

Las causas principales de la situación de la sociedad son:

a) Instalaciones de tratamiento inadecuadas, con -- un rendimiento metal recuperado muy bajo.

b) Pasivo exigible a corto plazo muy elevado [redacted] millones de compromisos de pago para 1.984) que produce unos gastos financieros que originan [redacted] <sup>538</sup> el 70% de los gastos

c) Una dotación para amortización que se ve incrementada por la cuota correspondiente a Excavación Corta y Balsa de Estériles, en la que ha sido preciso realizar durante los años 1981, 1.982, y 1.983 unas labores extraordinarias -- por causa de la situación en que se encontraban.

Sólamamente y a modo de ejemplo, se analiza el cambio que experimentaría la Cuenta de Resultado, si en la Alternativa nº 1 se supone que los rendimientos metal alcanzan los valores previstos en los estudios de ADARO y que son 64% para el estaño y el 54% para la tantalita.

En estas condiciones supuestas y manteniendo todos/ los gastos, se obtiene:

- Estaño metal recuperado:  $0,88 \times 846.000 \times 0,655 \times 0,64 = 312.086 \text{ Kg}$
- Tantalita recuperada:  $0,88 \times 846.000 \times 0,065 \times 0,54 = 26.131 \text{ Kg.}$

Facturación:

Por estaño:	312.086 x 2000 =	624.160.000 Pts.
Por tantalita:	26.131 X 11.270 =	294.496.000 Pts.
- TOTAL FACTURACION	.....	<u>918.656.000 Pts.</u>

Sobre la facturación prevista de 308 millones, supone una reducción directa de 600 millones en las pérdidas del Ejercicio e indirectamente determinaría una disminución de -- los gastos financieros ya que se tendría un remanente de aproximadamente 450 millones, después de cubrir los gastos de explotación, que permitirían atender compromisos de pagos adquiridos y que en la actualidad hay que refinanciar.

#### R E S U M E N

Como resumen del estudio del Presupuesto 1.984, a continuación se exponen aquéllos puntos a favor y en contra de cada una de las alternativas.

Aunque ninguna de las alternativas presenta un resultado aceptable, es necesario enunciar sus relativas ventajas e inconvenientes, que puedan ayudar a una toma de decisión.

#### ALTERNATIVA NO 1

##### VENTAJAS

- Se prolonga la actividad de la mina hasta 1.986
- Terminar en ese periodo el programa de investigación
- Poder enlazar con el posible programa de futuro.
- Mantener el 100% de los puestos de trabajo.

##### INCONVENIENTES

- Mayor gasto en preparación de la mina
- Mayor gasto en el nuevo recrecimiento del muro de la Balsa
- La decisión de adoptar esta alternativa ha de ser inmediata para poder cumplir los programas de movimientos de tierra establecidos en el Plan de Labores.
- Mayor endeudamiento en la Cuenta de Gastos Amortizables.
- Mayor financiación
- Elevadas pérdidas en los dos ejercicios 1984, 1985, equivalentes a la posible inversión necesaria del nuevo proyecto.

ALTERNATIVA NO 2

VENTAJAS

- Menor gasto preparación mina.
- No se realiza recrecimiento del muro de la Balsa de Estériles
- Reducción de la Cuenta de Gastos Amortizables.
- Menor financiación

INCONVENIENTES

- Limitada la actividad de la mina a 1.984
- No estará terminado el programa de investigación
- No se podrá enlazar con el programa de futuro en el caso de ser positivo.
- Elevadas pérdidas.- Al mismo nivel que en la Alternativa nº 1

ALTERNATIVA NO 3

VENTAJAS

- Mínimos gastos de mantenimiento
- Financiación sólo de los compromisos de pago
- Pérdidas limitadas a la financiación del Pasivo Exigible. y gastos de mantenimiento.

INCONVENIENTES

- Suspensión inmediata de la actividad en la mina.
- Presentación de expediente de Suspensión de actividades.
- Repercusión en el compromiso de mantenimiento de puestos de trabajo, yaunque se suspenden las relaciones laborales con el personal, no hay despidos.
- Pasar al desempleo la plantilla de personal durante el periodo de investigación y toma de decisión del programa de futuro
- Mantener las instalaciones durante los años 1.984 y 1.985, en que estarán paradas, para evitar su deterioro.

NOTA.- En los planteamientos sobre las posibles alternativas -- del Presupuesto 1.984, no se ha tenido en cuenta el hecho del estudio a realizar por la Empresa Nacional Adaro encaminado a buscar una modificación parcial de la estructura actual de la Planta de Tratamiento, que a corto ---

plazo permita mejorar los rendimientos metal de los minerales procedentes de balsas antiguas, con una obra e inversión mínimas y de rápida ejecución.

Esta posibilidad influiría sensiblemente sobre la Alternativa nº 2, que prevee el Tratamiento de este tipo de minerales.

10 de Noviembre de 1.983