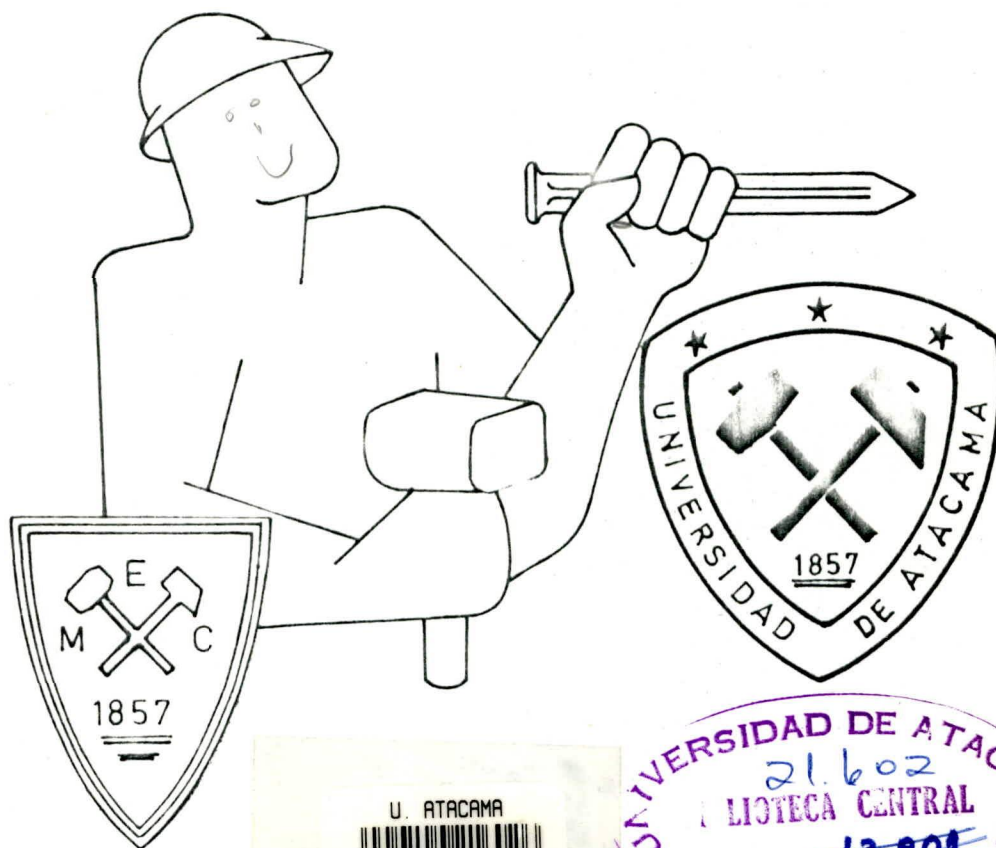


R
622
C#49 co

UNIVERSIDAD DE ATACAMA



03-11-82 Donación



TERCER CONGRESO DE INGENIERIA DE MINAS 1982

F
194
1982
C.10

108.51

108.51
108.51
108.51
108.51

I N D I C E

	Pág.
- Políticas mineras nacionales y su efecto en el sector minero de la Región de Atacama. Autor: Oscar Alvarez SERPLAC.	1
- Aplicaciones del Litio en el campo de la energía. Autor: Carlos Silva CORFO.	22
- Estudio geológico de yacimientos de cobre vulcanogénicos en la Cordillera de la Costa Norte de Chile. Autores: Andrés Definis M. Mario Moraga V. Universidad de Antofagasta.	41
- Conceptos básicos de control de pérdidas. Autor: Carlos Frederic R. ACHS.	51
- Costo real de las interrupciones en el suministro de energía eléctrica en una empresa minera y distribución de energía en condiciones de emergencia. Autores: Adolfo López G. Axel Feddersen Z. Guillermo Galeas P. CODELCO - División Chuquicamata.	69
- Circón en los mantos carboníferos de <u>Schwa</u> ger. Autores: A. M. Soto E. de Siegel C. González Universidad de Chile	87
- Arranque mecanizado en mantos de baja potencia. Autor: Jorge Contreras C. ENACAR.	97

- Desarrollo y tendencias en equipo para minería subterránea.
Autor: Andrzej Zablocki
Atlas Copco. 115
- Diseño de piques de traspaso de mineral Mina Río Blanco.
Autor: Ricardo Torres S.
CODELCO - División Andina 147
- Experiencia con máquinas Raise Borer en El Salvador.
Autor: Jorge Ponze C.
CODELCO - División El Salvador. 164
- Sistema de simulación computacional para el estudio de alternativas en la excavación de túneles.
Autores: Sergio Godoy F.
Orlando Rojas V.
Juan Navea D.
C.I.M.M. 180
- Nuevo concepto en fortificación de rocas: Swellex.
Autor: Eduardo Bernier
Atlas Copco 192
- Estabilidad y fortificación en cavernas de gran sección y fortificación de la caverna para chancador subterráneo en Mina El Teniente.
Autores: Héctor Albornoz N.
Alejandro Moyano A.
CODELCO - División El Teniente. 208
- Tronadura controlada en la construcción de Centrales Hidroeléctricas.
Autores: Luis Alcayaga M.
Marcos Campos V.
ENDESA. 245
- Desarrollo de la explotación por bloques o análisis de la incidencia de la altura de los bloques a hundir en la Mina El Teniente.
Autores: Héctor Cortés R.
Héctor Albornoz N
Alejandro Moyano A.
CODELCO - División El Teniente. 265

- Evolución del sistema de explotación por Block Caving con sistema LHD en Minas El Salvador. 294
Autores: Eduardo Huerta G.
Hernán Mondaca M.
CODELCO - División El Salvador.
- Aprovechamiento calórico del agua geotermal para la calefacción del aire de ventilación en la Mina Río Blanco. 312
Autores: Omar Gallardo G.
Raúl Rojas P.
Universidad de Santiago de Chile
- Diseño Evolución proyecto minero sistema Open-pit. 337
Autores: Gonzalo Castillo O.
Orlando Rojas V.
C.I.M.M.
- Explotación del Salar de Atacama. 352
Autores: Felipe Vergara
Fernando Ide.
CORFO.
- Proyecto de Expansión Los Bronces de Compañía Minera Disputada Las Condes S.A. 372
Autor: José Gorrini S.
EXXON.

* * * * *



POLITICAS MINERAS NACIONALES Y SU EFECTO
EN EL SECTOR MINERO DE LA REGION DE ATACAMA

Autor :

Ing. Sr. Oscar Alvarez V.

SERPLAC REGION DE ATACAMA

1. POLITICAS Y OBJETIVOS NACIONALES

Chile se caracteriza por ser un país que posee abundante cantidad de recursos mineros, de los cuales se destaca con singular significancia el cobre, en la actualidad, existen identificadas alrededor de 12.000.000.000 de T.M. de minerales que contienen cantidades importantes de cobre y otros elementos metálicos y no metálicos.

La participación de la minería en el gasto del Producto Geográfico Bruto ha fluctuado en los últimos años entre el 7,5 y 9 por ciento de la minería en el comercio exterior ya que las exportaciones mineras constituyen el sector más importante de estos apesar del crecimiento positivo de las exportaciones no tradicionales, el que ha ido diluyendo esta dependencia no deseada. Es así, que de haber constituido un 83% de las exportaciones totales del país durante el período 1960 - 1974 su participación se reduce en un 6,3%, como promedio, en los años siguientes.

En lo que respecta al cobre, Chile cuenta aproximadamente con el 25% de las reservas mundiales, las exportaciones por concepto de este mineral representan, alrededor del 50% de las exportaciones totales de bienes que el país realiza.

Basado en lo anterior, es que el Gobierno por medio de La Constitución Política del Estado de 1980, y la Ley Orgánica Constitucional sobre concesiones mineras fija las reglas y normas y pone fin a la incertidumbre que en materia de derechos mineros había creado la reforma constitucional de 1971.

La nueva legislación reconoce un amplio campo a los particulares para constituir concesiones mineras en torno a prácticamente todas las sustancias minerales. Excluyendo la posibilidad de constituir concesiones respecto a los hidrocarburos, el litio y los yacimientos ubicados en aguas marítimas sometidas a jurisdicción nacional o en aquellas zonas que se declaren por Ley, de importancia para la seguridad nacional. Además se reconoce a los concesionarios amplios derechos para explorar por cuatro años y explotar en forma definida los yacimientos, para transferirlos, transmitirlos y en el caso de una expropiación, para ser indemnizados conforme al daño patrimonial que se les causare efectivamente.

Con el objeto de que exista un equilibrio del interés público y privado, el Estado conserva la facultad de fijar patentes, de adquirir yacimientos previo pago de indemnización y en casos calificados, de constituir nuevas explotaciones en igualdad de condiciones con el sector privado, de optar a la compra de ciertos minerales estratégicos para sí las sustancias concesibles y los yacimientos en zonas de seguridad nacional y en el mar territorial.

3

Considerando, que es un principio básico del Gobierno diseñar un proyecto viable y deseable de evolución del país, que considere el aprovechamiento óptimo de sus recursos y potencialidades, se han determinado los siguientes Objetivos y Políticas Nacionales para el Sector Minero.

OBJETIVOS

- Alcanzar un desarrollo adecuado del Sector Minero, de modo que contribuya a maximizar el crecimiento de la Economía Nacional.
- Maximizar el aprovechamiento de los recursos del Sector
- Alcanzar una producción de un millón ochocientas mil toneladas de cobre fino, antes de 1989

POLITICAS

- El Estado no invertirá recursos en nuevas explotaciones mineras
- Las concesiones de yacimientos en manos del Estado que están siendo aprovechadas en faenas de Gran Minería del Cobre, y cuyo aprovechamiento no se contemple en futuro inmediato, serán licitadas
- Las Empresas Estatales verán centradas sus actividades en la extracción, refinación y comercialización de productos y subproductos del cobre
- Los créditos para el Sector Minero serán otorgados por el sistema financiero general en las condiciones de mercado
- El Sector Minero se regirá por el sistema arancelario y cambiario del país
- La infraestructura necesaria para hacer viables proyectos mineros será de responsabilidad del Sector Privado. El Estado lo proveerá solo cuando el beneficio Social sea superior al beneficio Privado
- El Estado financiará programas geológico - económicos tendientes a despertar el interés del Sector Privado en el desarrollo de los recursos mineros

El tratamiento tributario del sector será igual al resto de la economía. En caso que existan actividades económicas que generen costo o beneficios a terceros, se corregirá dicha situación por medio de la aplicación de subsidios o impuestos respectivamente

- El Estado celebrará contratos especiales de operación o licitará concesiones administrativas en los nuevos proyectos de exploración de hidrocarburos

- El Estado financiará aumentos de capacidad de producción en sus yacimientos de cobre, si la rentabilidad de los proyectos así lo justificaren

- Existirá plena libertad que los individuos, solicitando el permiso exclusivo para explorar y sujetándose a los derechos de propiedad sobre terrenos u otros que tuviere cualquier persona involucrada efectúen exploraciones o investigaciones mineras de cualquier tipo

- El Estado financiará la elaboración de la Carta Geológica Nacional escala 1: 250.000 debiendo contratar su confección a través de propuesta pública

2. EL SECTOR MINERO REGIONAL EN EL CONTEXTO MINERO NACIONAL

- Estructura Minera Regional

La actividad minera en la Región de Atacama cuenta con yacimientos de minerales metálicos y no metálicos destacándose entre los metálicos la producción de Cobre, Molibdeno, Oro, Plata, Hierro, Plomo y Zinc; y entre los no metálicos, se destacan la explotación de Baritina, Cálizas, Cuarzo y Marmol

El Sector Minero Regional está compuesto por tres niveles de producción, los cuales son Gran Minería, representada por la División Salvador de Codelco Chile, Mediana Minería que por nombrar algunas empresas está compuesta por Pta. del Cobre, San Andres, Sali Hochschild y ENAMI entre otras, y el último nivel de producción es el que se refiere a la Pequeña Minería constituida por un número importante de trabajadores y empresarios en pequeña escala

- Estadísticas de Producción

Con el propósito de determinar la incidencia de cada uno de los niveles antes mencionados, es oportuno dar a conocer las estadísticas de producción que se muestran en el Cuadro N°1

C U A D R O N°1

	Gran Minería	Med. Minería	Peq. Minería	Total
1974	80,0	7,7	20,7	108,4
1975	81,3	11,8	13,7	106,8
1976	82,8	12,2	13,2	108,2
1977	80,7	11,2	14,0	105,9
1978	77,5	12,5	13,9	103,9
1979	78,1	15,0	13,7	106,8
1980	74,8	16,6	13,6	105,0
1981	76,5	18,1	14,9	109,5

FUENTES: COMPENDIO ESTADISTICO ODEPLAN 1980
SERNAGEOMIN

A objeto de entender o clarificar aún más lo que es la actividad minera regional, se presenta en el cuadro N°2 el porcentaje equivalente a cada nivel de producción.

C U A D R O N°2

Producción por nivel dado en %

	Gran Minería	Med. Minería	Peq. Minería
1974	73,8	7,1	19,1
1975	76,1	11,1	12,8
1976	76,5	11,3	12,2
1977	76,2	10,6	13,2
1978	74,6	12,0	13,4
1979	73,1	14,1	12,8
1980	71,2	15,8	13,0
1981	69,9	16,5	13,6

FUENTE: SERNAGEOMIN

De las cifras entregadas podemos, concluir que en promedio, del total de la producción de cobre en la Región, la Gran Minería aporta con el 73,9%, la Mediana Minería con el 12,3% y la Pequeña Minería equivale al 13,7% de la producción de cobre fino en la región durante el período 1974 y 1981.

Al desglosar las producciones entregadas anteriormente y a objeto de determinar con claridad los distintos productos obtenidos en la Región de Atacama se entregan los cuadros Nos. 3, 4 y 5 que muestran la producción de Cu. fino, de la Gran, Mediana y Pequeña Minería respectivamente.



C U A D R O N°3

Producción G M
(Ton. Mt. de Cu. fino)

	Electrolítico	Blister	Total
1974	63.257	16,741	79,998
1975	64.607	16,697	81,304
1976	65.199	17,583	82,782
1977	68.465	12,216	80.681
1978	76.690	839	77,529
1979	78.086	.-	78.086
1980	74.782	.-	74.782
1981	76.500	.-	76.500

C U A D R O N°4

Producción M M
(Ton. Mt. de Cu. fino)

	Precipitado	Concentrado	Total
1974	3.360	4.306.	7.666
1975	7.148	4.645	11.793
1976	7.960	4.215	12.175
1977	6.791	4.381	11.172
1978	6.056	6.428	12.484
1979	6.592	8.383	14.975
1980	6.791	9.796	16.587
1981			

FUENTE: COMPENDIO ESTADISTICO ODEPLAN 1980

C U A D R O N°5

Producción P M
(Ton. Mt. de Cu. fino.)

	Lixiviación	Concentración	Fundición	Total
1974	6.889	8.751	5.007	26.184
1975	2.280	8.827	8.136	25.716
1976	2.323	9.217	1.683	13.223
1977	1.394	11.420	1.213	14.027
1978	1.021	11.893	921	13.835
1979	2.026	10.278	1.441	13.745
1980	1.689	10.898	1.056	13.643
1981				

También la región produce Hierro principalmente en las Minas Algarrobo y la Planta de Pellets de C.M.P., en el cuadro N°6 se muestra la producción de Hierro en la Región.

C U A D R O N°6

Producción Hierro (Toneladas)

	Mineral	Fino
1974	6.043.636	3.648.546
1975	6.538.733	3.959.580
1976	5.706.376	3.458.811
1977	4.545.037	2.686.326
1978	4.749.750	4.023.503
1979	4.809.017	4.669.138
1980	4.658.508	2.739.560
1981	4.842.120	2.881.574

FUENTE: COMPENDIO ESTADISTICO ODEPLAN 1980.

En la Región de Atacama también se extraen otros minerales, como Oro, Plata, Carbonato de Calcio, Molibdeno, Baritina y otros no metálicos los que se muestran en el cuadro N°7.

C U A D R O N°7

	1979	1980	1981
Oro (Kg. fino)	1.489	1.812	1.757
Plata (Kg. fino)	60.251	87.369	96.365
Molibdeno (Ton. fino)	1.212	1.335	1.316
Carbonato de Calcio (Ton.)	19.636	21.227	20.100
Baritina (Ton.)	157.480	171.480	192.190
Otros no metálicos (Ton.)	5.597	24.710	46.317
Plomo (Ton. de fino)	.-	146	.-
Zinc (Ton. de fino)	.-	313	.-
Hierro (Ton. de fino)	4.669,1	2.739,6	2.881,6

FUENTE: COMPENDIO ESTADISTICO ODEPLAN 1980

Lo que interesa en el fondo es poder determinar claramente la cuantía de la producción Regional a nivel Nacional, para tal efecto el cuadro N°8 muestra la producción a nivel Nacional para distintos años de los minerales que produce la Región de Atacama.

C U A D R O N°8

	1977	1978	1979	1980	1981
Cobre (Miles) (Ton. Mt. Cu. fino)	1.053,5	1.029,5	1.067,8	1.062,9	1.078,9
Oro (Kg. de fino)	3.620,0	3.182,0	3.465,0	6.836,0	11.692,0
Plata (Kg. de fino)	263.179,0	255.374,0	271.836,0	298.545,0	330.235,0
Molibdeno (Ton de fino)	10.938,0	13.196,0	13.560,0	13.668,0	15.270,0
Plomo (Ton. de fino)	876,0	431,0	252,0	461,0	220,0
Zinc (Ton. de fino)	3.918,0	1.814,0	1.847,0	1.134,0	1.523,0
Carbonato de Calcio (Miles de Ton.)	1.918,16	2.187,8	2.296,7	2.765,6	25.717,0
Baritina (Ton.)	65.040,0	182.400,0	226.800,0	226.300,0	229.400,0
Otros no metálicos (Ton.)	499.700,0	556.100,0	563.200,0	641.100,0	-.-
Hierro (Miles) (Ton. de fino)	4.879,2	5.951,7	6.805,0	5.344,0	4.417,5

FUENTE: COMPENDIO ESTADISTICO ODEPLAN 1980.

Ahora bien, a la luz de las producciones totales del País y a nivel Regional se puede definir el aporte del Sector Minero Regional al total de producción Nacional, esto que da evidenciado en el cuadro N°9.

C U A D R O N°9

(Aporte porcentual de la Producción Regional a la Producción Nacional)

	1977	1978	1979	1980	1981
Cobre	10,1%	10.1%	10.0%	9,8%	9,2%
Oro	-	42,2%	42,9%	26,5%	15,0%
Plata	-	24,6%	22,2%	29,3%	34,3%
Molibdeno	-	9,3%	8,9%	9,8%	9,6%
Plomo	-	-	-	31,7%	-
Zinc	-	-	-	27,6%	-
Carbonato Calcio	-	1,2%	0,009%	0,007%	0,008%
Baritina	97,0%	63,4%	69,4%	75,7%	83,8%
Otros no metálicos	-	-	4,4%	7,2%	-
Hierro	55,1%	67,6%	68,7%	51,3%	53,3%

FUENTE: COMPENDIO ESTADISTICO ODEPLAN 1980.

- Producto Geográfico Bruto

Otro aspecto que se debe tomar en cuenta, es el que se obtiene de la comparación del P.G.B. (Producto Geográfico Bruto); en los cuadros 10 y 11 se muestra el aporte al P.G.B.N. del Sector Minero Nacional y el aporte del Sector Minero Regional al P.G.B.R. respectivamente.

C U A D R O N°10

P.G.B.N.

(Miles de pesos de 1977)

	Sect. Minero Nac.	P.G.B. Nac.	Aporte %
1977	23.160.965	287.769.748	8,0%
1978	23.529.022	311.417.302	7,6%
1979	24.785.111	337.180.441	7,4%
1980	25.751.730	359.097.170	7,2%
1981	*		

* Las cifras están en elaboración.

C U A D R O N°11

P.G.B.R.

(Miles de pesos de 1977)

	Sect. Minero Reg.	P.G.B. Reg.	Aporte %
1977	3.149.098	6.079.373	51,8%
1978	3.576.376	7.275.786	49,2%
1979	4.129.097	7.915.014	52,2%
1980	4.113.443	8.751.231	47,0%
1981	*		

* Las cifras están en elaboración

FUENTE: COMPENDIO ESTADISTICO ODEPLAN 1980.

Estas cifras corroboran una vez más la importancia del Sector Minero en la Economía Regional, que apesar de los esfuerzos tendientes a diversificar la Economía de la Región siempre tiene un aporte elevado aunque se ha experimentado una baja de su participación en los últimos años.

De igual manera la participación del Sector Minero Nacional en el P.G.B.N. también ha experimentado un descenso importante, todo esto debido a las políticas económicas nacionales que han incentivado las exportaciones no tradicionales.

Pero sin duda, la Región de Atacama es de carácter minero y como dato ilustrativo podemos citar que el Sector Minero Regional en el año 1980 aportó al Producto Geográfico Bruto Nacional con un 1.15% del total y para el mismo año la minería regional aportó al P.G.B. del Sector Minero Nacional con el 16%

3. SITUACION ACTUAL DE LA MINERIA REGIONAL

La actual situación de las empresas mineras de la Región es producto exclusivo de la baja de los precios de los minerales en los mercados internacionales, esta disminución o deterioro en los precios de los minerales se debe al período recesivo que ha enfrentado el mundo y que se espera no dure mucho tiempo más.

Así como el país perdió o dejó de recibir aproximadamente US\$ 517 millones por concepto de menores ingresos por el descenso de las exportaciones del sector minero, ésta situación ha tocado fuertemente a las Empresas Mineras Regionales, quienes por causa de la baja de precios que se viene arrastrando de 1981, debieron contratar créditos a corto plazo con altas tasas de interés, en la banca privada, los que no han sido cubiertos en su totalidad.

Dicha situación se agravo aún más en 1982, durante los meses de Mayo y Julio en los que la cotización del cobre en los mercados internacionales alcanzó el valor más bajo de la historia.

Esta coyuntura planteada por los bajos precios ha incidido además en dos aspectos, fundamentales en las Empresas, estas han debido reducir sus costos a objeto de minimizar la pérdida provocada por los bajos ingresos de sus ventas de minerales, esto es algo positivo pues, obligó a que las empresas privadas tomarán conciencia de que es importante la eficiencia logrando rebajar sus costos. Por otra parte esta situación se vió reflejada en la paralización de ciertas faenas con el consiguiente problema de desempleo.

4. MEDIDAS ADOPTADAS POR EL ESTADO

El Gobierno ante los problemas creados por la recesión mundial en la economía nacional ha adoptado medidas de carácter o aplicación general y otras medidas a través de Empresas del Estado con el propósito de aliviar la situación económica actual.

Las medidas por todos conocidas en resumen son las siguientes:

- Prórroga de patentes mineras por medio de la ley N°18.109, que permitió diferir este pago en el año 1981 y durante el 1982.
- Negociación de préstamos otorgados por ENAMI crédito BECH.
- El Banco Central autorizó a los mineros optar al crédito de pre-embarque, ésta medida era accesible para aquellos exportadores directos, ahora el Banco Central permite considerar a los productores mineros como exportadores.
- Anticipos por ventas a futuro, medida implementada por ENAMI.
- Otra medida implementada por ENAMI, que ha tenido un efecto inmediato es el contrato de participación en el precio, que en primera instancia alcanzaba a 8 ctvo.US\$/Lb., después se extendió a 16 ctvo. US\$/Lb. y ahora gracias a una rebaja de 4 ctvo.US\$ por libra en los cargos de tratamiento, alcanza en forma efectiva a 12 ctvo.US\$/Lb.
- Una medida de carácter general que también evidenció su efecto positivo en el sector de los productores mineros fue la devaluación del peso realizada el 14 de junio de 1982.

Ahora bien, fuera de estas medidas existen otras que han ido en ayuda directa de la Región de Atacama, éstas medidas han sido adoptadas por parte de ENAMI y son las siguientes:

- Creación de un poder comprador de minerales en Vallenar, la situación de los productores mineros de la provincia de Huasco, una vez paralizada la Planta Regional de Vallenar, se tradujo en una depresión en la actividad por no haber un poder comprador, gracias a esta medida se ha logrado reactivar el sector minero de la zona.
- Convenio entre ENAMI y la Planta Ojancos, que permitirá tratar el mineral comprado por ENAMI a los productores mineros, en las instalaciones de la Sali Hochschild, pagando ENAMI una maquila, de esta manera se permite asegurar un abastecimiento a la citada planta y además, lograr trabajar a plena capacidad y a la vez, ir recuperando en cierta medida su flujo de caja.

- Autorización de ENAMI para vender ácido sulfúrico en Planta Osvaldo Martínez a los mineros por la cantidad que demanden y que se les descontará de la liquidación de los minerales vendidos, ésta medida permite reactivar el sector minero extractivo de óxidos de cobre en la zona.
- También debe mencionarse las cauciones otorgadas por CORFO, las que están dirigidas específicamente al apoyo de proyectos de inversión del sector Privado.
- El anuncio de S.E. el Presidente de la República referido a los préstamos blandos que estarán dirigidos a la totalidad de los sectores de la economía nacional, de los cuales al sector minero le corresponde una cantidad aproximada a \$ 900 millones.
- Finalmente hay que nombrar la última de las medidas adoptadas por el Gobierno, y que dice relación con la liberación del dólar, medida ésta de carácter general y que ayudará en forma significativa a los sectores productivos y principalmente exportadores, como la minería, agricultura y pesca.

5. ROL SUBSIDIARIO DEL ESTADO

El Estado cumple un rol subsidiario, por lo tanto en cada uno de los sectores se define un rol estatal que asume sólo aquellas responsabilidades que los particulares o sociedades no están en condiciones de cumplir, fijando normas de carácter general que no discriminen entre individuos, grupos y sectores de la vida nacional.

En lo que respecta a la Minería, el rol subsidiario se canaliza en la región a través del Gobierno Regional y el Fondo Nacional de Desarrollo Regional, el cual está orientado a financiar estudios básicos y proyectos de infraestructura. Otros organismos que contribuyen al desarrollo regional son CORFO, por intermedio de su Función de Desarrollo y a contar de 1981 el SERNAGEOMIN.

FONDO NACIONAL DE DESARROLLO REGIONAL (F.N.D.R.)

Por intermedio de este fondo se han financiado diversos estudios básicos, de carácter geológico minero, como así también aquellos relacionados con el recurso agua, también se han realizado proyectos de infraestructura principalmente caminos.

Algunos de los estudios realizados en el período 1979 y 1981 en el aspecto geológico minero, son los siguientes:

- Geología Cuadrángulo Carrera Pinto, Sierra Garín Viejo, La Puerta, Sierra Potrerillos (1979).
- Geología y catastro propiedad minera Sierra Ojanco Viejo y Ojanco Nuevo (1979).

- Prefactibilidad Complejo Industrial-Minero de Cobre, áreas de Chañaral-Diego de Almagro (1980).
- Geología Cuadrángulo Sierra El Morado y Parte Norte del Cuadrángulo Chamonate (1981).
- Diversificación de la Minería Región de Atacama (1982)

En lo que respecta al recurso agua, algunos de los estudios realizados son:

- Evaluación Recursos Hídricos del Valle Huasco (1979)
- Evaluación Recursos Hídricos Provincia Chañaral (1979)
- Evaluación Recursos Hídricos Provincias de Copiapó y Huasco (1981)

Algunos de los estudios realizados en el sector infraestructura son:

- Factibilidad Técnico-Económica camino Paipote-Las Juntas.
- Evaluación camino Diego de Almagro-Inca de Oro.
- Estudio de Puertos.

Todos estos estudios y proyectos financiados por el F.N.D.R., Fondo Nacional de Desarrollo Regional, durante el período 1979 - 1981, equivalen a \$ 30.000.000 en moneda de 1982, esta cifra incluye presupuesto para estudios a realizarse en 1982.

En lo que respecta a CORFO, a través de su función de desarrollo, ha realizado estudios tendientes a contribuir al desarrollo de la minería regional, algunos de estos trabajos son:

- Hoja Laguna del Negro Francisco.
- Hoja Carrera Pinto.
- Geología 1:250.000 Hoja Caldera
- Geología 1:250.000 Hoja Vallenar
- Mapa Metalogénico Pronóstico de la III Región.

Por otra parte están los trabajos realizados por el SERNAGEOMIN, que entre otros se pueden mencionar los siguientes:

- Elaboración Carta Geológica básica 1:250.000 Chañaral
- Carta Geológica 1:100.000 Laguna Negro Francisco
- Carta Geológica 1:100.000 Carrera Pinto.
- Han sido contratadas la elaboración de la Carta Magnética 1:100.000 de Caldera, Copiapó y Carrera Pinto.



- Elaboración del Catastro Minero

6. TAREAS POR CUMPLIR

Según lo manifestado en el programa socio-económico para 1981-1989 y en los Programas Ministeriales para 1982, faltan aún tareas específicas por cumplir y objetivos por alcanzar, éstos son de carácter general para el sector minero nacional y algunas tendrán una incidencia directa en el sector minero regional.

En la actualidad está en estudio un mecanismo que fije el nivel de las patentes mineras, de manera que éstas constituyan una herramienta eficaz que incentive el desarrollo del sector y desaliente la mantención de concesiones inexploradas (generalmente por especulación).

Se está estudiando un sistema que permita obtener para el Estado el reconocimiento generado por la exploración geológica básica realizada por las empresas privadas, existe consenso de que el traspaso de esta información debe ser realizada bajo ciertas condiciones, como ser reservas, confidencialidad y además, retribuir en parte al generador de la información.

Otra de las tareas por cumplir dice relación con la presentación por parte de las empresas del Estado, de un listado o programa de licitación, de concesiones mineras prescindibles, ésta tarea se ha visto retrasada, principalmente por la prórroga en el pago de las patentes mineras.

Con respecto al Nuevo Código de Minería, como es sabido el Ministerio de Minería, entregó a S.E. el Presidente de la República, a fines de julio el citado código, para su aprobación, una vez aprobado entrará al proceso legislativo para su posterior promulgación, esto permitirá que la ley de concesiones mineras publicitada a principios del presente año entre en vigencia.

Lo expuesto anteriormente corresponde a una síntesis de las tareas por cumplir en el corto plazo, que son de influencia y carácter general para el sector minero nacional.

Ahora bien a continuación se entrega un resumen de las tareas que al realizarse beneficiarán directamente al sector minero regional.

- La Empresa Nacional de Minería (ENAMI), envió al Ministerio de Minería con fecha 31.05.82, un estudio relacionado con la estructura Holding para sus fundiciones de Paipote y Ventanas, esto está siendo estudiado y se espera que una vez definida las características pertinentes, sea implementado en forma definitiva.

- En relación con la licitación de las plantas de beneficio que posee ENAMI, en la actualidad se encuentra en compas de espera, pero específicamente, la licitación de Planta Matta, se encuentra en manos del fiscal nacional, quien dictaminará si Sali Hochschild se transformaría en un monopolio o no.
- Terminación del Catastro Minero Nacional, que abarca desde la I a la V Región.
Este catastro en la región tenía el siguiente plan a cumplir; el cuadro N° 12 muestra la situación en la actualidad del citado catastro:

CUADRO N° 12

COMUNA	TOTAL CONCESIONES A CATASTRAR	GRADO AVANCE	COBERTURA PRO GRAMADA 1983
Chañaral	321	78%	
Diego de Almagro	837	49%	100%
Copiapó	1.027	68%	100%
Caldera	232	86%	
Tierra Amarilla	693	35%	100%
Vallenar	565	100%	
Freirina	437	80%	
Huasco	150	100%	

En lo que respecta a las comunas de Chañaral, Caldera y Freirina, se espera que el presupuesto para 1983 sea adecuado y pueda completarse en forma integral el catastro en la III Región, en caso contrario se concluiría el año 1984.

- Estudiar y definir la situación de los relaves de la División Salvador de CODELCO Chile, con el objeto de no contaminar aún más las costas de la provincia de Chañaral.

7. PERSPECTIVAS DEL SECTOR MINERO REGIONAL

Si bien por ahora no se puede ignorar la situación recesiva mundial y, por lo tanto, que exige moderación en el comportamiento general público y privado, las perspectivas de la minería son potencialmente promisorias.

A pesar de la baja de los precios de los metales en el mercado internacional, se han realizado inversiones tendientes a aumentar la capacidad instalada y disminuir costos operacionales, en el cuadro N° 13, se muestran las inversiones realizadas por las distintas empresas del Estado en la Región:

CUADRO N° 13

(Miles dólares)

EMPRESAS	1979	1980	1981	*1982
CODELCO División Salvador	22.576	29.606	36.671	30.596
ENAMI	5.000	6.834	4.400	4.500
CAP	3.067	2.106	2.927	4.312

(*) Programada.

La inversión extranjera en el sector minero nacional, constituye un 84% del total de los aportes del capital externo cuyo ingreso se encuentra autorizado. En efecto, desde 1974 a junio de 1982, se han presentado 32 solicitudes de proyectos mineros, por un valor esperado de US\$ 5.490 millones, de los cuales ya han ingresado al país US\$ 623 millones.

En el marco regional, tenemos que en la actualidad hay varias empresas y/o compañías mineras, preferentemente extranjeras, explorando y prospectando áreas de interés, con énfasis en la Cordillera de Los Andes, y del total de solicitudes autorizadas por el Comité de Inversiones Extranjeras desde 1974 a la fecha, las que operan en la región son las que muestra el cuadro N° 14.

CUADRO N° 14

INVERSIONISTA	OBJETO
GEOMIN	Aportes en COEMIN y exploración y explotación minera Zapallar Copiapó, Porvenir y Bolsico Vallenar
WATSON WILLIAMSON Y SONS INC.	Suscribir derechos en Compañía Minera Santa Margarita de Astillas (Vallenar).
EXPLORACIONES SIERRA MORENA	Exploración y Explotación de minerales (Sierra Nevada Huasco).
CHEVRON EXPLORATION CORP. DE CHILE	Adquirir la propiedad minera Libra, exploración y evaluación áreas mineras en la III y IV Región.
INVERSIONES CONOSUR S.A.	Completar aporte en Sociedad Minera e instalación Planta Castilla Copiapó.

INVERSIONISTA	OBJETO
ASARCO INC.	Exploración de minerales III Región.
ANGLO AMERICAN CORP.	Prospección y explotación de áreas de interés.
COMINCO LTDA.	Exploración y prospección de metales básicos y preciosos.
M.N.R. REPROCESING INC.	Exploraciones mineras, labores y estudios de factibilidad III y IV Región.
GOLDFIELDS LOS AMARILLOS	Exploración y ulterior explotación de yacimiento polimetálico (Sierra Nevada) Huasco, III Región.
ASOCIETY METAL MINERAL CORP.	Adquirir 50% Minera Esperanza Ltda., exploraciones en Copiapó y Chañaral.
PREUSSAG AKTIELGESELISCHAST	Exploración Zona Cerro Amarillo.
FOOTE (SOCIEDAD CHILENA DEL LITIO)	Exploración y explotación del Litio en Salares Alta Cordillera, II y III Región.
BILLITON SHELL	Reexploración de yacimientos y prospectos conocidos (Pajonales y María Soledad).
COMPAÑIA MINERA SAN JOSE	Exploración y explotación de minerales III y IV Región.

El valor esperado de las inversiones correspondientes a todas las Compañías antes mencionadas, alcanza aproximadamente a US\$ 225.240.000.

El interés de prospectar en la región por parte de las Compañías Mineras, ligado al trabajo recientemente difundido por CORFO denominado "Mapa Metalogénico Pronóstico de la III Región", permiten definir con mayor exactitud las áreas con mayor potencialidad de recursos y permiten clarificar la cuantía de la riqueza minera de la región, que por razones diversas no ha podido evaluarse con exactitud, paradoja que se da en una región netamente minera.

En consecuencia las expectativas del sector minero regional están vigentes y son promisorias, pero aún a riesgo de reiteración, es necesario señalar que está fuertemente ligado a la situación externa.

El futuro de la Pequeña Minería, como se ha mencionado en otros estudios es incierto, pero depende fundamental-

mente de sus costos operacionales y de los precios de mercado, estos últimos fijados por la oferta y la demanda, lo que significa que mientras existan productores menos eficientes en el mercado que la Pequeña Minería Regional, ésta podrá subsistir.

También del punto de vista económico no hay que olvidar que la pequeña minería como todas los pequeños productores en el contexto productivo es muy sensible a las variaciones del mercado y puede desaparecer rápidamente ante una menor demanda y baja de precios, como de la misma forma puede reactivarse ante una mejoría del mercado.

Las grandes expectativas de la minería regional están fijadas en la exploración realizada en la Alta Cordillera por las empresas antes mencionadas, ya que la posibilidad de explotar un yacimiento tipo mediana minería, absorbería una importante cantidad de fuerza laboral.

Finalmente, es necesario mencionar que faltan muchas cosas por hacer, a objeto de que la minería en la región tenga un desarrollo constante, positivo y algunas de éstas cosas ya se están trabajando, como ser:

- Diseño de un programa de Asistencia Técnica dirigida al pequeño minero.
- Recuperación de la información geológica minera, obtenida años atrás por estudios realizados por empresas y/o servicios del Estado, como ser CORFO, ENAMI, I.I.G, SERMINAS y otros.
- Implementación de un Banco de Datos Mineros, que permita entregar información al inversionista tanto nacional como extranjero.
- Realización de estudios tendientes a obtener y precisar más datos de algunas áreas de interés geológico mineras, como también, estudios tendientes a determinar los recursos hídricos de la región, que son fundamentales para el desarrollo del sector minero.

APLICACIONES DEL LITIO EN EL CAMPO DE
LA ENERGIA

Autores :

Comité de Sales Mixtas
CORFO.

C O R F O

1. INTRODUCCION

La crisis energética, provocada por el aumento del precio del petróleo a partir de 1973, produjo un renovado interés en fuentes energéticas no tradicionales y el deseo de los demás países por adquirir independencia en la obtención de la energía. Esta situación se tradujo en numerosos estudios de alternativas energéticas distintas del petróleo y de medidas tendientes a ahorrar energía.

Entre las alternativas existentes se encuentra la fusión nuclear, considerada por la mayoría como una solución más promisorio a la crisis energética, para la cual el litio es su materia prima. Por otra parte las baterías de litio permitirían ahorrar petróleo y consumir energía de otras fuentes.

Ambas aplicaciones son posibles gracias a características que son únicas para el litio, puede producir tritio, uno de los combustibles de los reactores de fusión, al reaccionar con un neutrón y ser el metal más liviano y con más alto potencial de oxidación, lo que permitiría fabricar las baterías con mayor densidad de energía por unidad de peso o volumen.

2. ASPECTOS GENERALES DEL LITIO

El litio es el elemento metálico más liviano conocido (densidad 0,54 gr/cc). Se encuentra presente en la naturaleza en alrededor de 145 minerales, salmueras, aguas termales y en el agua de mar. Su composición isotópica es de 7.4% Li^6 y 92.6% Li^7 .

Sus reservas mundiales son del orden de 10 millones de toneladas de las cuales alrededor de un 40% las posee Chile.

Sus principales usos actuales son :

- producción de aluminio
- vidrios y cerámicas
- grasas lubricantes
- aire acondicionado
- otros (pilas, catalizadores de polimerización, síntesis de productos farmacéuticos, etc.)

Varios de los usos del litio están relacionados con energía, en algunos casos permiten ahorrarla, como ocurre con el carbonato de litio en la producción de aluminio, y otros permiten generarla como es el caso de las pilas de litio.

Sin embargo son los dos usos potenciales mencionados anteriormente, los que pueden tener una fuerte incidencia en la generación y almacenamiento de energía, esto es fusión y baterías.

3. PILAS DE LITIO

Un sistema electroquímico que convierte energía química en energía eléctrica de bajo voltaje es una celda voltaica. Una pila está formada por una o más celdas voltaicas. En la Fig. Nro. 1 puede verse una pila de litio y sus principales componentes.

COMPONENTES DE UNA PILA DE LITIO

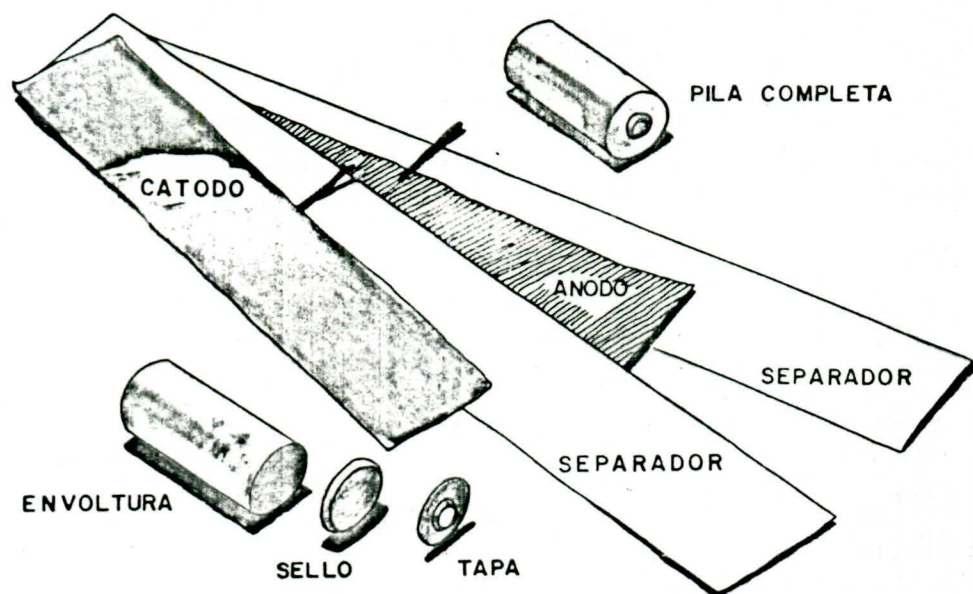


Figura Nro. 1

Para que ésta pueda operar debe existir un medio que permita la circulación de corriente entre ánodo y cátodo, esto es un electrolito.

Cuando una pila se conecta a un circuito externo y realiza trabajo, su energía química se convierte en energía eléctrica.

Las reacciones químicas que ocurren en algunas pilas pueden revertirse, aplicándoles una corriente eléctrica en dirección opuesta a aquella producida por la pila. Este proceso que tiende a restaurar la pila a su situación original, se llama cargar. Los acumuladores o baterías -

secundarias son capaces de tener muchos ciclos carga - descarga. Por lo general las pilas o baterías primarias no son recargables.

Dos propiedades del litio lo convierten en el candidato más atractivo como ánodo de una pila. Su potencial de oxidación es el más alto de todos los elementos y es el más liviano de todos los metales. Por lo tanto, las pilas que usen litio como ánodo debieran tener la mayor densidad de energía que es posible teóricamente.

La mayoría de las pilas comerciales requiere agua como un componente del electrolito. Sin embargo, debido a que el litio reacciona rápidamente con ella, generalmente se deben usar sustitutos no acuosos.

Usar sustitutos del agua como componentes de los electrolitos significa bajar la capacidad de transporte de corriente.

Hay varias categorías de pilas de litio :

- Pilas con electrolito sólido
- Pilas con electrolito orgánico
- Sistema de electrolitos inorgánicos
- Sistemas de litio con agua

Esta situación indica que no existe una pila de litio sino que una familia de ellas.

Los distintos sistemas de pilas de litio tienen algunas características en común y algunas diferencias significativas. Dos de las diferencias más notables son la densidad de corriente y el voltaje en circuito abierto como se vé en la tabla Nro. 1.

T A B L A Nro. 1

Voltajes en circuito abierto para sistema de pilas de litio.

Sistema de la pila	Electrolito	Voltaje en circuito <u>a</u> bierto.
Litio/Cloruro de sulfurilo	Inorgánico	3.9
Litio/Cloruro de tionilo	Inorgánico	3.7
Litio/Pentóxido de Vanadio	Orgánico	3.4
Litio/Cromato de plata	Orgánico	3.3
Litio/Bióxido de Manganeso	Orgánico	3.0
Litio/Bióxido de azufre	Orgánico	2.9
Litio/Monofluoro carbono	Orgánico	2.8
Litio/Yodo	Sólido	2.8
Litio/agua	Acuoso	2.2

Litio/sulfuro de cobre	Orgánico	2.1
Litio/sulfuro-yoduro de plomo	Sólido	1.9
Litio/sulfuro de hierro	Orgánico	1.8
Litio/óxido de cobre	Orgánico	1.8

Las pilas comerciales actuales tienen voltajes en -
circuito abierto entre 1.3 y 1.6 volts. Los voltajes más -
altos de las pilas de litio ofrecen nuevas posibilidades -
de diseño de los equipos que las usen, aunque es difícil a
justarlas a los equipos existentes.

La gran densidad de energía por unidad de peso o uni-
dad de volumen de algunas pilas de litio, reduce los requere-
mientos de espacio y peso para fuentes de energía. Esto -
es particularmente importante con las actuales tendencias -
a miniaturización.

Otra ventaja importante de los sistemas de litio es
su mejor funcionamiento a bajas temperaturas, aún en aque-
llas en que las actuales pilas no operan. Por ejemplo, mu-
chas pilas de litio mantienen un 90% de su capacidad a tem-
peratura ambiente, a 7°C bajo cero. En cambio para pilas -
alcalinas, carbón, zinc y de mercurio estas capacidades son
de 15,5 y 0 por ciento.

El tiempo de almacenamiento para las pilas de litio
varía entre dos a diez veces la de las pilas convencionales.
La necesidad de sellos herméticos en las pilas está implíci-
ta en sus proyecciones de tiempo de almacenamiento.

Las pilas de litio son la fuente de poder dominante
para marcapasos en los EE.UU., con unos 300.000 implantados
y son usados en más del 30% de los nuevos implantes.

Se pueden comprar relojes electrónicos, calculadoras
de bolsillo, etc. con pilas de litio. Varios países están
probando equipos militares de comunicación portátiles, que
usan pilas de litio.

Las pilas de litio inicialmente tenderán a suplemen-
tar los sistemas existentes, pero deberían reemplazar las
mejores pilas a medida que los equipos se diseñen tomando
en cuenta las ventajas de los sistemas de litio.

Una gran cantidad de usos microelectrónica, existen-
tes y por ser desarrollado, parece ser un objetivo para --
las pilas de litio y se esperan nuevas prótesis biomédicas,
basadas en el éxito del marcapaso.

Entre las aplicaciones militares que pueden usar pi-
las de litio se cuentan equipos de comunicación, equipos -
para apoyo de vida y propulsión marina.

Las posibilidades de los usos comerciales de las pilas de litio son enormes, especialmente en aquellas aplicaciones donde no pueden operar las pilas convencionales. Por ejemplo el uso de las pilas de litio en marcapasos, por su mayor vida útil, menor peso y confiabilidad y en algunas aplicaciones militares a bajas temperaturas.

En aquellos usos que se necesite adaptarlas, su penetración será más lenta, debido a que el equipo es incapaz de aprovechar todas las ventajas de las pilas de litio. En estos casos, las pilas de litio tenderán a suplementar las pilas existentes. Pero ocurrirá una rápida penetración del mercado, cuando los equipos que las usen sean diseñados tomando en cuenta las ventajas de los sistemas de litio o tomen en cuenta su menor costo relativo.

Se supone que los costos de producción y por lo tanto los precios unitarios, bajarán a niveles aceptables a medida que se logran mayores volúmenes de producción. Se supone también que la confiabilidad y seguridad de todos los tipos de pilas de litio continuará mejorando con el aumento de la investigación, desarrollo y conocimiento de producción.

En resumen, se cree que las pilas de litio tendrán éxito en aquellos mercados abastecidos por pilas convencionales de buena calidad. Probablemente la mayoría de las aplicaciones militares se convertirán a litio.

Una demostración de lo anterior lo constituye el hecho que Duracell International, Rayovac y Union Carbide han anunciado el comienzo de la producción de pilas de litio antes de fin de año. Estas compañías habían estado vendiendo pilas de litio pero fabricadas en Japón por Matsushita, Sanyo y Toshiba.

Según estimaciones del SRI International el mercado mundial es de US\$ 45 millones y crece a un 32% anual.

4. BATERIAS DE LITIO

Las pilas transforman su energía química en energía eléctrica. Las baterías reciben energía eléctrica, son productoras. Las baterías reciben energía eléctrica que la almacena como energía química para posteriormente devolverla como energía eléctrica, son equipos de almacenamiento.

Las mismas características que hacen atractivo el litio para las pilas, también lo hacen para las baterías.

Desde 1973 Argonne National Laboratory (ANL) ha rea



lizado un programa de desarrollo de baterías orientado a la obtención de baterías de alta capacidad.

Si las baterías de alta capacidad se pueden producir comercialmente a precios atractivos, ellas pueden reducir los consumos de petróleo en el transporte personal y en los peak de consumo. Estas aplicaciones podrían entonces consumir energía de otras fuentes, como carbón o nuclear.

Los objetivos fijados para estas baterías se listan en la tabla 2. El logro de éstos y los objetivos de costo abrirían muchas aplicaciones comerciales para este sistema. Además, hay otras ventajas por ejemplo, las baterías litio/sulfuro metálico tendrán una capacidad de almacenamiento de alrededor de 4-5 veces el de las baterías actuales plomo-ácido, por unidad de peso y alrededor de 3-4 veces -- por unidad de volumen.

ANL comenzó un programa de investigación para las baterías Li-Al/Sulfuro metálico en 1978, que comprende 4 etapas y se espera tenerlo terminado a fines de 1985.

El objetivo de este programa es desarrollar baterías capaces de suministrar la energía requerida por vehículos de carretera (furgones, buses y automóviles). Los esfuerzos se dirigen a obtener baterías de 50-60 kWh que se probarán en un furgón. Varias baterías para furgón se desarrollarán y probarán antes de probar una batería de automóvil, posiblemente en 1983.

Un aspecto importante de la investigación está dedicado a la seguridad de éstas baterías. Se ha encontrado que las celdas absorben la energía de un impacto a 45 Km/hr. Además, varias baterías que se han roto y quedado expuestas al aire, encontrándose a temperatura de operación (425°C), han mostrado ser inertes con el aire.

Paralelamente se están desarrollando conceptos avanzados de baterías para nivelación de carga, usando la batería Li-Al/FeS. Se contempla instalaciones de 10.000 a 100.000 kW-hr. (entrega de energía)

Se ha completado una estimación preliminar de mercados pilotos (pequeño volumen pero capaces de soportar precios altos) a corto plazo (1980-1985) que pueden ser usados para iniciar la producción comercial de baterías. No se ha considerado el impacto de otras baterías avanzadas, como la de Ni - Zn, que pueden ser competitiva al mismo tiempo.

T A B L A Nro. 2

OBJETIVOS FIJADOS PARA LAS BATERIAS DE LI-AL/SULFURO
DE METAL

Especificación	Vehículo eléc- trico <u>1/</u>	Baterías esta- cionarias <u>2/</u>
Salida de energía, KW-Hr.	30 - 60	10.000 - 100.000
Energía específica W-H/Kg	130	60 - 100
Potencia	60	2.000 - 20.000
Tiempo de descarga, hr.	4	5
Tiempo de carga, hr.	8	10
Vida útil		
ciclos	1.000	3.000
años	5	7 - 10
Costo, US\$ 1979/KW-Hr		
celdas	30 - 35	25 - 30
batería	55 - 65	

1/ El calendario de actividades depende mucho de los fondos suministrados. Con la tasa presente y proyectada para el futuro, una batería de demostración se obtendría alrededor de 1987.

2/ Se cree tener una batería grande (5.000 KW-Hr) para 1988-1989.

Una estimación de los mercados pilotos proyectado - para principios de los años 80, para la batería Li/SM, muestra que existiría un mercado de 411.000 KWh para la batería que tuviera el rendimiento y costo (US\$ 150/KWh) esperado para esos años.

El mercado de corto plazo se determinó definiendo donde se usan baterías de alto costo y donde se piensa seriamente en hacerlo.

En dos mercados, minería y submarinos, esta determinación fué directa, basado esencialmente en si la batería podrá cumplir con el trabajo a menor costo.

La determinación de los mercados para vehículos requirió una comparación entre vehículos eléctricos y gasolina para comparar la competitividad económica. Un supuesto fundamental fué la existencia de un precio de la electricidad dependiente de la hora del día. Esto significa bajas tarifas (en la noche) de horas de fuera de alto consumo y que se está concretando en varios estados. Se avaluó entonces el mercado de buses y vehículos postales.

Los resultados se muestran en la tabla 3

T A B L A Nro. 3

MERCADOS PILOTOS PARA LAS BATERIAS DE LI/MS

Precio \$/KWH	Tamaño del Mercado KWH	Nuevo Mercado
300	35.000	Submarinos
210	98.000	Vehículos Postales
200	119.000	Vehículos Postales
190	163.000	Vehículos Postales
180	189.000	Vehículos Postales
170	197.000	Vehículos Postales
160	207.000	Vehículos Postales
150	441.000	buses y Minería.

El mercado de buses es de especial interés para los posibles fabricantes de vehículos en USA y en todo el mundo, debido a que la compra de éstos es subsidiada, a menudo, por el gobierno nacional o local.

El análisis muestra que existiría un mercado significativo para 1982 de aproximadamente 40.000 KWh/año, que podría expandirse rápidamente a 580.000 KWh/año en 1985 y crecer a 934.000 KWh/año en 1990. Esta última cantidad es suficiente para justificar la producción de una planta automática de baterías.

El mercado de furgones, posterior a 1987 (suponiendo plantas automáticas de baterías Li/MS con un costo de - US\$ 50/KWhr.) puede ser muy grande. Se ha hecho una estimación que este mercado podría ser de 300.000 furgones eléctricos con un consumo de baterías correspondiente a 18.000 KWh/año. Sólo este mercado requeriría la producción de 17 plantas automáticas de batería.

Una proyección de los requerimientos de litio para las baterías de litio/sulfuro metálico se da en la tabla 4 y para la cual no hay mayores antecedentes que permitan un análisis de esas cifras.

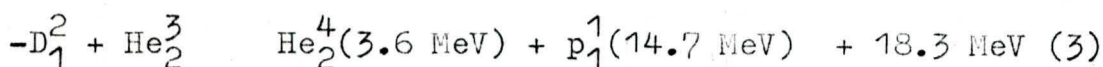
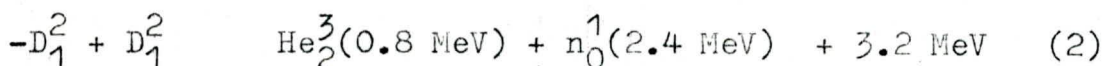
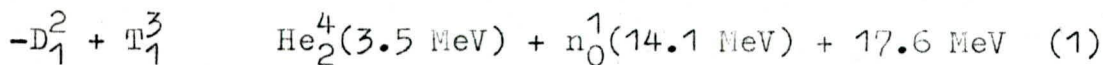
T A B L A Nro. 4PROYECCION DE REQUERIMIENTOS DE LITIO PARA BATERIAS

<u>Producción anual para el período mostrado.</u>				
	<u>1982/1987</u>	<u>1987/1991</u>	<u>1991/1995</u>	<u>1995/2000</u>
Litio para baterías ton.	280	7000	21000	49000
Usos convencionales ton.	5000	6000	7500	10000

Los consumos esperados de litio debido a baterías - para automóviles, rápidamente pasarían a ser más importantes que los usos convencionales combinados. Sin embargo, es posible esperar un retraso significativo en este calendario debido a que algunos problemas técnicos no han podido ser resueltos.

5. Fusión termonuclear

La fusión termonuclear es considerada por la mayoría de las personas como una de las soluciones más atractivas de largo plazo para el suministro de energía. Mediante este proceso los núcleos de elementos livianos son forzados a combinarse para formar nuevos elementos livianos con un rendimiento neto de energía, de acuerdo a las siguientes reacciones :



La primera generación de reactores se basará en la reacción deuterio-tritio que es la más fácil de lograr. Para lograr la fusión de los dos núcleos cargados positivamente y formar un núcleo de helio, se debe vencer su repulsión electrostática por lo tanto, debe entregárseles una cierta cantidad de energía cinética. En el caso de la reacción de fusión deuterio-tritio la cantidad mínima de energía que debe entregarse es del orden de 10.000 electrón-volts (10 keV). Mirado desde el punto de vista teórico la situación - se vé muy favorable ya que la energía entregada por cada - fusión es de 17.6 MeV. Sin embargo para el experimentador el requerimiento es enorme : una energía media de 15 keV - por núcleo es equivalente a una temperatura de combustible

de 10 keV, o alrededor de 116 millones de grados.

Esas temperaturas tan altas exigen mantener el combustible alejado de las paredes del reactor para evitar enfriamiento. Para satisfacer esta condición se están investigando, básicamente dos alternativas : confinamiento magnético y confinamiento inercial.

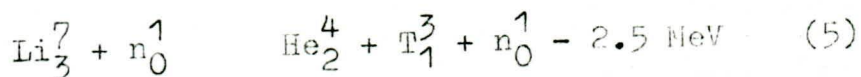
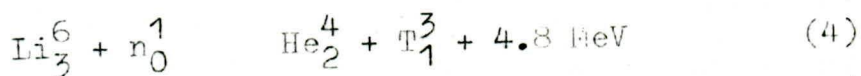
El confinamiento magnético del combustible se facilita por la disociación de éste en sus constituyentes cargados eléctricamente, iones y electrones, a temperaturas superiores a 10000°C, esto es lo que se denomina plasma. Debido a que las partículas cargadas tienden a girar a lo largo de las líneas de campos magnéticos, el plasma resultante puede ser confinado en una "botella magnética", debidamente diseñada. La "Botella magnética" toroidal tiene la ventaja que las partículas cargadas no pueden escaparse en virtud de un simple desplazamiento a lo largo de las líneas de fuerza del campo magnético.

En el confinamiento inercial una pequeña partícula de combustible es sometida a una implosión mediante irradiaciones con laser o haz de electrones o protones.

Ambos métodos de confinamiento deben evitar que el plasma se enfríe y mantener los combustibles por un período de tiempo lo suficientemente largo para permitir que ocurra la reacción. La definición técnica de esta condición es el criterio de Lawson, que establece cuales deben ser las condiciones del plasma para una producción de energía a partir de esta reacción.

El combustible para los reactores de fusión será una mezcla de deuterio y tritio. El deuterio está disponible - ampliamente en la naturaleza, ya que existe un núcleo de deuterio por cada 6500 núcleos de hidrógeno, por lo que presenta problemas de abastecimiento. En cambio la situación del tritio es totalmente diferente ya que es sumamente escaso, lo cual obliga a generarlo.

El tritio puede ser generado de acuerdo a las siguientes reacciones :



De acuerdo a la Ec. 1, la reacción de fusión produce un átomo de helio y neutrón. Como el núcleo de helio está cargado eléctricamente queda confinado por el campo magnético y posteriormente calienta el combustible que llega para mantener la reacción. El neutrón, sin embargo, no posee

carga y escapa rápidamente del campo magnético.

Por lo tanto si se tiene una envoltura de litio, los neutrones que escapan del reactor de fusión penetran esta envoltura. Mediante choques inelásticos de estos neutrones con el material de la envoltura, la energía cinética de éstos se transforma en calor, el que se retira mediante un refrigerante para su conversión a electricidad.

Para generar tritio, en cambio, se necesita que un neutrón sea absorbido por un átomo de litio 6 o litio 7 (-Ecs 4 y 5).

Para generar cantidades de tritio suficientes para mantener el ciclo de combustible, la suma de estas reacciones debe resultar en la producción de más de un átomo de tritio por reacción de fusión. Como la reacción con litio-6 predomina, es ésta la que provee la mayor parte del tritio. Sin embargo, se necesita la reacción con litio-7 para lograr una razón de generación mayor que 1, suponiendo que no se usan multiplicadores de neutrón como berilio. Para lograrlo se ha propuesto envolturas de litio muy gruesas. Si se usan multiplicadores de neutrón en la envoltura entonces puede usarse litio enriquecido en litio-6 lo que reduce apreciablemente la cantidad de litio requerido. Los antecedentes necesarios para decidir cual alternativa elegir no están disponibles aún, pero como se verá la elección de una de ellas afecta fuertemente las cantidades de litio requeridas para un reactor de fusión.

El desarrollo de los reactores de fusión está planificado de tal forma de tener un reactor comercial demostrativo en el año 2000, pero se considera esta situación como optimista y se cree que es más probable tenerlo para el año 2015.

Ajustarse a este calendario dependerá de resolver adecuadamente algunos problemas técnicos. Entre estos, quizás el más importante es el desarrollo de materiales altamente resistentes a los productos de las reacciones del proceso de fusión.

El segundo problema más importante es la recirculación de potencia y la necesidad de almacenamiento y transferencia de energía. Para todos los tipos de reactores en desarrollo se sabe que una parte importante de la potencia necesaria se requiere para llevar los combustibles a las temperaturas y condiciones de operación, pudiendo alcanzar esta a 500 MW, para los reactores Tokamak, por más de 10 segundos. En principio, la energía producida por la reacción de fusión será significativamente mayor que la gastada para ponerla en marcha, suponiendo que el tiempo de reacción sea razonablemente largo. Sin embargo, para períodos cortos de reacción -

o ciclos de baja capacidad, puede existir fuertes incentivos para recuperar la energía gastada con mayor eficiencia.

Un tercer problema es el desarrollo y construcción de electroimanes superconductores varias veces más grandes que los actualmente construidos, debido a que los balances de energía no permiten el uso de conductores como cobre o aluminio.

Otra área potencial de problemas, proviene del hecho que el tritio es radioactivo, estableciéndose cantidades máximas que pueden escapar, tanto en operación normal como durante un accidente.

Un aspecto fundamental que se debe considerar para determinar el tamaño del mercado potencial que originaría esta nueva aplicación, es como se espera que crezca la demanda de los bienes finales en los años futuros.

Para los reactores de fusión, el producto básico será electricidad para la cual existen varias proyecciones que se basan en las tasas de crecimiento histórico o están muy cerca del histórico. Sin embargo, estimaciones recientes no son tan optimistas, y se usarán éstas que representan una situación más probable. Los casos se extrapolan de los datos del Proyecto Independencia. El primero definido como el Caso Base que asume que no habrá mayor cambio en la tasa de crecimiento, pero que a partir de 1990 ésta disminuirá por razones de conservación; también supone que no habrá mayor variación en los esquemas de uso. El segundo caso, corresponde al Cambio Masivo, asume el mismo uso total de energía que en el caso Base, pero que muchos usos satisfechos con combustibles convencionales se cambiarían a electricidad. Esta proyección se daría si la energía nuclear se ve atractiva y es competitiva con aquellos usos que históricamente están satisfechos con combustibles convencionales o si el carbón no puede ser convertido competitivamente a formas de energía no eléctrica.

El calendario de construcción de reactores de fusión se presenta en la fig. 2 y manifiesta tendencias mostradas por otros programas de alta tecnología, por ej.: fusión nuclear, exploración espacial, etc. El momento en que se comienzan a construir centrales de fusión se elige en base a los siguientes argumentos.

Los reactores de fusión serán construídos después que las empresas de servicios y constructoras estén convencidas que la fusión es una fuente de energía competitiva con otras fuentes. Las decisiones de compra dependerán del costo total comparado con el de soluciones alternativas. Se supone que las desventajas de todas las fuentes de energía están incluidas en los costos. Aún cuando este procedimiento no es usual actualmente, será utilizado ampliamente hacia

fines de siglo.

Si la planta comercial demostrativa está operando - en 21015, se espera que la primera orden para un reactor comercial será puesta varios años después, por ejemplo, en el año 2018. Las órdenes posteriores se colocarán de una manera que es típica a la mayoría de las nuevas tecnologías. Suponiendo que transcurren siete años entre la colocación de la orden y la puesta en marcha de un reactor de fusión, entonces la operación del primer reactor comercial no ocurrirá hasta el año 2025.

Se tomará entonces esta fecha como la de comienzo - para la construcción de reactores de fusión, con un desfase de siete años, con respecto a las colocaciones de las órdenes. Por lo tanto, se asume que el litio no será requerido para reactores de fusión hasta el año 2025.

Se considera el reactor Tokamak, ya que este parece ser el más promisorio actualmente. Debido a que las características de generación de tritio de los reactores de fusión son relativamente independientes del diseño, esta elección no invalidará el análisis. Se considerarán dos tipos de envoltura, que representan valores extremos de demanda de litio. La tabla 5 muestra el inventario y las necesidades anuales para ambos tipos. El primer modelo es el de una envoltura de litio líquido que realiza dos funciones simultáneas, genera tritio y enfría el reactor. Este modelo tiene un gran inventario de litio, pero una velocidad de transformación de litio a tritio tan lenta que no se requiere reposición periódica. El segundo tipo de envoltura de este litio sólido, que genera tritio, y el reactor es enfriado por gas. El litio está enriquecido a 90% de litio-6. Se requieren en esta forma inventarios pequeños, pero se necesita un multiplicador de neutrones tal como berilio para lograr una razón de generación de tritio superior a 1. Además, la fracción de litio-6 convertida a tritio es alta por lo que requiere reposiciones seguidas (tal vez cada dos años).

Un hecho importante que cabe señalar es que para el caso de los reactores enfriados por gas, las colas que resulten del proceso de enriquecimiento en litio-6, quedan disponibles para aplicaciones no nucleares. Por lo tanto, las demandas de litio calculadas para este caso particular no son absolutas, en el sentido que todo el litio es retirado del mercado.

La demanda de litio natural es del año i para reactores de fusión, implementados comercialmente a partir del año 2025, obedece la siguiente expresión :

$$D_i = XI_i + Y(A_{i-1} + I_i/2)$$

X = Demanda de litio natural para inventario, en Kg/MW de capacidad de reactores de fusión.

I_i = Incremento de la capacidad de reactores de fusión instalados el año i .

Y = Litio natural necesario para reponer el utilizado en la generación de tritio, en Kg/MW de capacidad instalada con un factor de 80% y una eficiencia de conversión de 40%.

A_{i-1} = Capacidad de reactores de fusión en MW, acumulada hasta el fin del año $i-1$.

La demanda de litio natural acumulada al final del año es simplemente :

$$D = \sum_{i=1}^j = D_1 + D_2 + \dots + D_j$$

Para el caso de los reactores que usan litio enriquecido en litio-6, la demanda de litio natural se calcula a partir de la siguiente expresión :

$$X = Z \frac{a-b}{0.0742 - b}$$

X = Necesidad de litio natural por MW de capacidad de reactor de fusión instalado.

Z = Necesidad de litio enriquecido por MW de capacidad de reactor de fusión instalado.

a = Porcentaje de Li-6 en el combustible del reactor de fusión

b^* = porcentaje de litio-6 en las colas de la planta enriquecedora de litio.

0.0742 = Porcentaje de Li-6 en el litio natural.

La demanda de litio natural asociada con los reactores que usan litio sólido será calculada para dos fracciones de cola. El primer caso es para 2,5% de litio-6 en las colas, que representa probablemente el proceso más económico. El segundo caso es para 0.3% de litio en las colas, que corresponde al caso de las plantas de uranio con respecto al U-235. Interesaría tener estos contenidos de litio tan bajos, en las colas si el litio llegara a ser un mineral muy valioso a principios del próximo siglo.

La tabla 5 muestra la curva de nivel de litio natural, derivada de un creciente uso de reactores de fusión - tanto para el Cambio Masivo como el caso base. Es claro que la elección del sistema de generación afecta fuertemente - los consumos anuales y es un orden de magnitud mayor para el concepto de generación - refrigeración.

Para este último, el inventario acumulado de litio alcanza 1.000.000 T en el año 2045, para el caso del Cambio Masivo.

Esta cantidad es muy inferior a los recursos conocidos, 10 millones de ton. de litio. Sin embargo, si las necesidades de litio hacen que este elemento suba de valor es muy posible que aumenten los recursos disponibles como ha ocurrido con otros productos.

El concepto de generador de tritio en estado sólido, para altos y bajos contenidos de litio-6 en las colas, es - menos exigente en los suministros de litio. Además la mayor parte del litio es retornado al mercado después que el litio 6 ha sido retirado del litio natural. Si se opera para obtener colas con 2,5% de litio-6, el 94,38% de la demanda - calculada regresa al mercado. Esto se compara con un descenso a 92.06 si la fracción en las colas disminuye a 0,3%. Es evidente que solamente si la separación es muy barata o si el litio es muy caro habrá un incentivo para operar a bajos contenidos de Li-6 en las colas.

Los reactores de fusión pueden crear una demanda - significativa en la industria del litio, si este se usa tanto como generador.

T A B L A Nro. 5

NECESIDAD DE LITIO PARA ENVOLTURA

	Líquido 1/ Generador refrigerante (TM/MW) Natural	Sólido 2/ Generador (TM/MW) Colas Ricas Colas Pobres (2.5%) (0.3%)	
Inventario	1.15	0.0553	0.03918
Reposición	0	0.00336	0.00239

* Para una eficiencia de conversión de 40% y un factor de planta de 80%

1/ Envoltura del reactor UWNAK-1 de la Universidad de --



Wisconsin.

2/ Envoltura del reactor UMWAK-1 de Brookhaven National - Laboratory.

de tritio como refrigerante, El sistema que usa litio sólido enriquecido como generador de tritio, es menos exigente a la industria ya que requiere menos litio y la mayor parte de él regresa al mercado después de remover el litio-6. Sin embargo, este concepto tiene un déficit de neutrones que debe suplirse usando multiplicadores de neutrones, tal como berilio. Existen otros multiplicadores pero todos, incluyendo berilio, tienen limitaciones tecnológicas y de recursos. Es prematuro seleccionar cualquiera de ambos conceptos, como el más probable. Pueden existir otras soluciones alternativas que se sitúen entre ambos extremos de demanda.

El suministro de litio debería ser más adecuado para satisfacer las necesidades de las plantas de fusión. Si el costo del litio sube muchas veces de su presente nivel, puede ser atractiva la utilización de minerales de baja ley y aún el agua de mar. Si el litio se extrae del agua de mar su costo sería tres o cuatro veces el precio actual de mercado. Situación perfectamente tolerable por los reactores de fusión.

6. CONCLUSIONES

Si se resuelven los problemas tecnológicos para la fusión nuclear, el litio se convertiría en una de las principales fuentes de energía.

Si, además, se resuelven los problemas técnicos de las baterías de litio, estos usos potenciales serán mucho más importantes que los usos actuales combinados.

Las reservas de litio existentes son capaces de abastecer debidamente la demanda que producirían estos nuevos usos. Por otra parte se ha visto que cada vez que aumentan las exigencias de demanda sobre un recurso, aumenta su precio, lo que trae aparejado una intensificación de la explotación de usos minerales, aumentando la oferta de él.

Se espera que el mercado de las pilas de litio crezca fuertemente en el futuro, debido a su mayor densidad de energía, mayor voltaje, mayor duración almacenada y a su mejor comportamiento a bajas temperaturas.

Las baterías de litio permitirían que el automóvil personal consumirá energía de otras fuentes, como carbón y nuclear, en lugar de petróleo y mejoraría la eficiencia de las plantas convencionales al permitirles desviar su producción a las baterías de litio, en las horas de bajo consumo y ser suplementadas por ellas en las horas de alto consumo.

TABLA 6

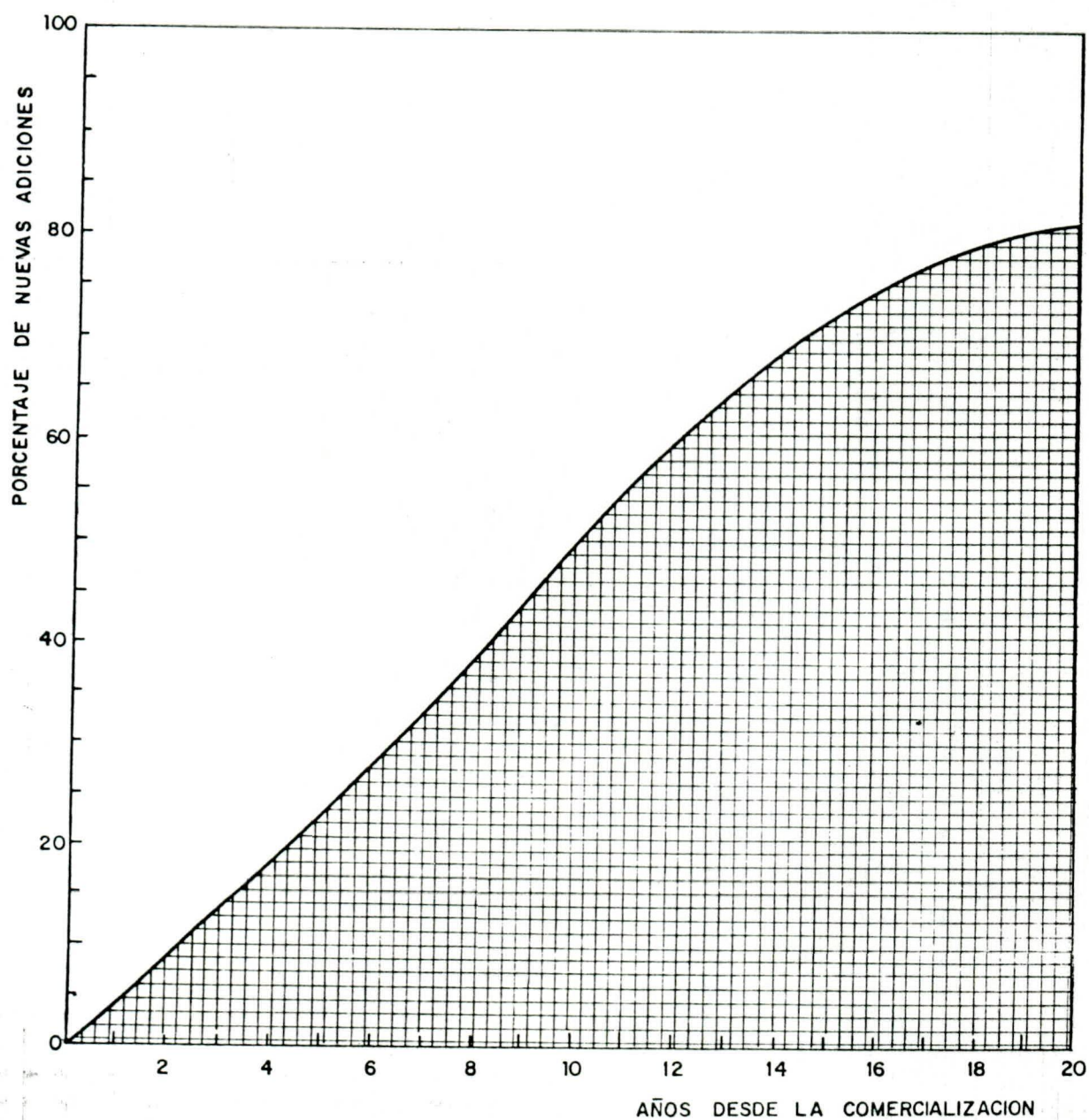
DEMANDA ANUAL DE LITIO NATURAL

CAMBIO MASIVO

CASO BASE

AÑO	CAPACIDAD ELECTRICA (GWe)	CAPACIDAD DE FUSION (GWe)	GENERADOR LIQUIDO/ REFRIGE - RANTE (TM)	GENERADOR SOLIDO BAJA RECU PERACION *	GENERADOR SOLIDO ALTA RECU PERACION *	CAPACIDAD ELECTRICA (GWe)	CAPACIDAD DE FUSION (GWe)	GENERADOR LIQUIDO/ REFRIGE - RANTE (TM)	GENERADOR SOLIDO BAJA RECU PERACION *	GENERADOR SOLIDO ALTA RECU PERACION *
2025	2750	2	2760	140	100	1880	1	1200	60	40
2030	3065	60	22500	1300	900	2000	25	8100	450	320
2035	3420	220	47400	3000	2100	2125	80	16000	1000	700
2040	3810	500	73300	5100	3600	2260	170	21600	1600	1100
2045	4250	850	87400	7000	4900	2400	285	27600	2300	1600
2050	4740	12500	92000	8500	6000	2550	405	27600	2700	1900

* TM



PROYECCION DE LA PENETRACION DE LA FUSION
EN LA GENERACION DE ENERGIA ELECTRICA..

UNIVERSIDAD DE ANTOFAGASTA

Ing. Sr. Andrés Delinus M.

Autor :

CHILE

ESTUDIO GEOLOGICO DE YACIMIENTOS DE COBRE VOLCANO-
GENICOS EN LA CORDILLERA DE LA COSTA DEL NORTE DE

RESUMEN

Se presenta un estudio geológico comparativo entre dos yacimientos de cobre (Buena Esperanza, Tocopilla y Susana, Carolina de Michilla), ambos están relacionados genéticamente a cuerpos subvolcánicos y/o reservorios magmáticos de carácter gábrico, dispuestos en el centro de estos yacimientos y caracterizados por una zonación concentrica de la mineralización y alteración hidrotermal en torno a ellos. Se plantea y discuten pautas de prospección basado en datos de terreno y esquema de discriminación entre cuerpos subvolcánicos productivos (asociados a mineralización) y no productivos (no asociados a mineralización).

INTRODUCCION

En la Cordillera de la Costa del Norte de Chile existen numerosos yacimientos relacionados con la actividad volcánica Jurásica. A estos tipos corresponden los yacimientos de Buena Esperanza y Susana, ubicados a 187 y 100 Km. respectivamente al norte de la ciudad de Antofagasta por la costa. Estos depósitos denominados sulfuros masivos contienen reservas del orden de 10 millones de toneladas con leyes media de 1.8 a 3% de Cu.

Debido a que los fenómenos erosivos que han afectado a las unidades volcánicas son diferentes, los yacimientos - pueden aflorar (caso Susana) o por lo contrario no existen evidencias de ellos en superficie (Buena Esperanza), para este caso el método más razonable de prospección es la lito geoquímica, basado en que la mayoría de los yacimientos estudiados están asociados invariablemente a canales alimentadores de la actividad volcánica, ya sea como cuerpos centrales o enjambre de diques. Estos antecedentes han sido -- discutidos en otros trabajos (Definis y Palacios, 1981; Palacios y Definis a,b).

GEOLOGIA DE YACIMIENTOS

Geológicamente estos yacimientos presentan características similares, la mineralización mantiforme de cobre - se encuentra emplazada en una serie volcánica monoclinal, de rumbo y manteo variables, en el sector de Tocopilla es NS/30°E y en Michilla N 80° E/45°N. Litológicamente existe un predominio de andesitas porfíricas, andesitas afaníticas, - basaltos y lentes de areniscas intercaladas. Las coladas - son de poca potencia (3-8 m). Las unidades volcánicas presentes en la zona tienen una potencia de 10 Km. aproximadamente y corresponden a la Formación La Negra (García, 1967).

Losert (1973, 1974) presenta una detallada descripción de estas series volcánicas.

La mineralización presenta una distribución concéntrica en torno a cuerpos intrusivos de carácter gábrico, de potencia variable y distribución amplia, los cuales cortan perpendicularmente a la secuencia volcánica descrita. En el caso de Buena Esperanza corresponde a un cuerpo central de forma semicircular, su distribución es amplia y es posible corroborar su desarrollo en los distintos niveles del yacimiento, en superficie su afloramiento cubre un sector aproximado de 170 x 290 m. formando un conjunto de cuerpos de diámetros no mayores de 40 metros, alguno de los cuales se encuentran limitados por fallas EW. En el caso del yacimiento Susana los afloramientos de los cuerpos intrusivos corresponden a diques de 3-4 metros de potencia y a cuerpos de 10 - 20 metros de diámetro. En ambos casos la potencia de ellos aumenta considerablemente grabando en profundidad a un posible paleoreservorio magnético (Palacio y Definis, 1981). Estos cuerpos intrusivos no presentan evidencias de mineralización (Fig.1)

En general las rocas intrusivas presentan una homogeneidad mineralógica, con textura principalmente fanerítica y es posible describir plagioclasa ($An_{60} - 75$), clinopiroxeno (Augita pobre en Ca) y ox. de Fe. Petrográficamente y siguiendo el esquema de Streckeisen (1976) las rocas se clasifican como gábricos.

MINERALIZACION

El control principal de la mineralización es litológico, donde la mena metálica se presenta en la parte superior, porosa amigdaloidal y en lentes de brechas intercaladas. Secundariamente se observan además, diversos tipos de mineralización discordante, en vetas y brechas tectónicas subverticales, este tipo de estructura está mucho mejor expuesta en Buena Esperanza (Definis y Palacios, 1981). La mineralización consiste en calcosina, bornita, calcopirita, digenita y pirita. Cuarzo, calcita y ocasionalmente yeso, son los minerales comunes de ganga.

Las principales texturas de mineralización son: relleno de amigdalas en la parte superior de las coladas, vetas, vetillas y tipo stockwork, impregnaciones y relleno de matriz en brechas volcánico-clásticas.

Las amigdalas se encuentran rellenas parcial o totalmente por bornita, calcosina y pirita en los bordes; los minerales de ganga son cuarzo y calcita. Normalmente sólo se observan espacios libres en las vesículas de la zona de

oxidación, donde existe un borde de minerales de ganga y el núcleo o no existe o ha sido reemplazado por atacamita y crisocla.

La calcosina reemplaza a la bornita dejando un residuo de hierro que cristaliza como hematita. La calcopirita cuando se presenta en amigdalas forma granos irregulares rodeados por calcita o reemplaza a la bornita a lo largo de ciertas direcciones cristalográficas.

La textura de impregnación se encuentra donde la pirita es, o fué, el principal mineral, se manifiesta en areniscas volcánicas, donde aparecen pequeños granos de pirita y sulfuros de cobre arreglados en bandas paralelas a la estratificación de la roca huésped.

La textura de mineralización típica en brechas volcánico-clásticas, están representada por el relleno de la matriz por calcosina, calcopirita y bornita en la zona primaria. La asociación grada a calcosina covelina en zona de cementación, cuarzo con yeso acompaña a los sulfuros de cobre como minerales de ganga. Es común observar que a partir de este tipo de mineralización masiva se desarrolla un enjambre de vetillas que suelen formar stockwork en los clastos de las brechas (Palacios y Definis, 1981).

ALTERACION HIDROTHERMAL

Las volcanitas jurásicas presentes en el sector han sido afectadas por una intensa alteración regional (metamorfismo), caracterizadas por la presencia de la zona metamórfica epidota - psehnita - pumpellita, la que se caracteriza por la asociación paragenético epidota - albita - prehnita - pumpellita - clorita - actinolita - cuarzo (Losert, 1973., Definis y Palacios, 1981).

Afectando a los yacimientos se presenta una zona de alteración hidrotermal de carácter local, caracterizada por la paragénesis albitaclorita - calcita - Sericita, cuarzo - esfeno - hematita. Este tipo de propilitización se emplazan en torno a los cuerpos intrusivos hipebisales que cortan -- los depósitos, se localizan en los sectores superiores (vesiculares y brechosos) de las coladas y en los niveles volcánico clásticos intercalados acompañando a la mineralización de cobre.

Se ha descrito una alternancia de rocas alteradas y flujos masivos practicamente intactos, de modo que es posible afirmar que la alteración hidrotermal es concordante -- con la estratificación.

Se aprecia que la alteración hidrotermal es mucho más intensa en los contornos de los cuerpos intrusivos, ya que los clastos aparecen completamente alterados en los -- cuerpos brechosos mineralizados

Se comprueba con lo anterior que, existe una relación clara entre los intrusivos gábricos y la alteración hidrotermal existente sobre la secuencia volcánica, decreciendo la intensidad de ésta al alejarse de los cuerpos intrusivos.

La Tabla 1 muestra la abundancia relativa de los minerales de alteración presentes en las rocas volcánicas con mineralización e intrusivo, comparativamente ambos yacimientos presentan los mismos especímenes mineralógicos, por lo que hace suponer un mismo fenómeno de alteración hidrotermal.

TABLA 1. Abundancia relativa de minerales en las zonas de alteración hidrotermal.

Minerales	Lavav c/alteración local		Gabro alterado	
	Buena Esp.	Susana	Buena Esp.	Susana
Plagioclasa	Ab	Ab	An ₁₀	An ₁₀
Clorita				
Calcita				
Epidota				
Sericita				
Cuarzo				
Esfero				
Hematita				

GEOQUIMICA

A modo de discriminación entre ejemplares de cuerpos subvolcánicos productivos (asociados a mineralización) y no productivos (no asociados a mineralización), se tomaron en consideración muestras que no presentan minerales de alteración o metamórficas.

Las muestras productivas fueron tomadas de Buena Esperanza y Susana en Michilla, como es de suponer no todos los diques y cuellos volcánicos se encuentran asociados a mineralización, por lo que es importante lograr una caracterización de estos últimos, las muestras de no productivos corresponden a diques jurásicos ubicados en el área Chañaral - Taltal (Albornoz, 1982) y aquellos ubicados entre Antofagasta y Tocopilla. Se logró determinar que petrográficamente no existen diferencias modales fundamentales entre ambos tipos de ejemplares, pero en cuanto a la geoquímica de elementos trazas se puede observar diferencias bastante significativas (Fig.2), principalmente en los contenidos de Cr y V, que al parecer corresponderían a elementos discriminantes, ya que ambos elementos presentan en las series toleíticas y calcoalcalinas concentraciones similares a iguales contenidos de SiO_2 (Jakes y White, 1972). El Cr es un elemento altamente concentrado en piroxenos en las fases tempranas de la evolución magmática (Coef. de partición sólido - líquido : 10 -30, Frey et al. 1978), el V se concentra preferentemente en magnetitas en las etapas tempranas a media de dicha evolución (Palacios y Definis, 1981). Cuando existe baja fugacidad de oxígeno, la cristalización de magnetita puede ser retrasada, por lo que el V no es removido del magma, pero en el caso que exista una separación de la fase fluida del magma (que produce alteración y mineralización), el V puede ser transportado y depositado incorporándose a los minerales de alteración como cloritas, hematitas y esfenos.

Este planteamiento debe ser considerado como una hipótesis de trabajo, por lo que es indudable que se requieran más estudios con el fin de conocer con mayor detalle y exactitud el comportamiento geoquímico de estos cuerpos estudiados.

CONCLUSIONES

Basado en el presente estudio, es posible concluir :

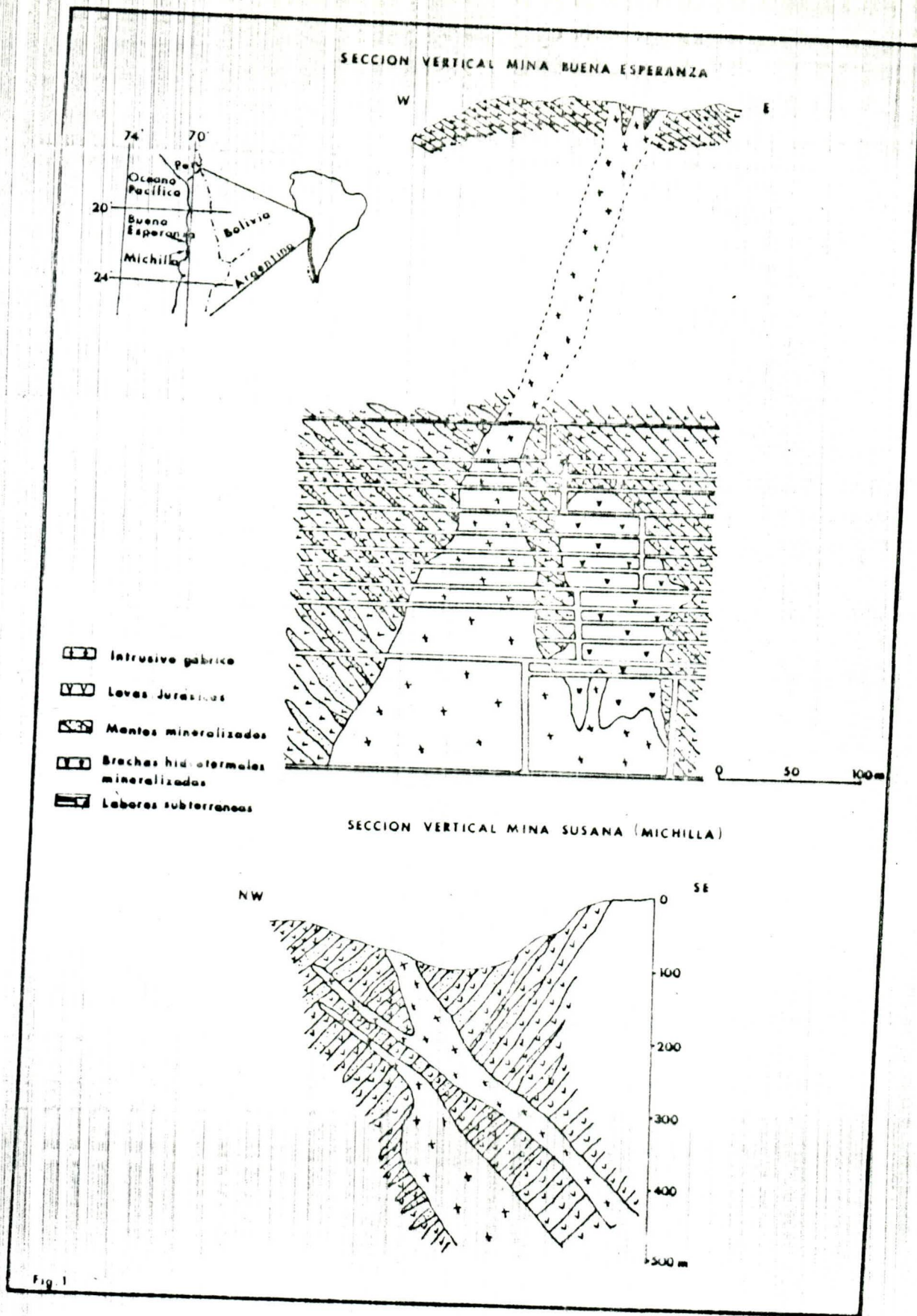
1. Los yacimientos de cobre Buena Esperanza y Susana se encuentran emplazados en rocas volcánicas y jurásicas en torno a diques y cuellos volcánicos de carácter gábrico.
2. La mineralización es de tipo estratiforme, emplazada en la parte superior de los niveles de coladas.
3. El control de la mineralización es principalmente litológico y las texturas asociadas son : relleno de amigdalas, vetas, vetillas, stockwork, impregnaciones y relleno de matriz de brecha volcano-clásticas.
4. Afectando a los cuerpos intrusivos y a las lavas se ha descrito una alteración hidrotermal asociada a la mineralización de cobre.
5. Geoquímica Cr y V aparecen como elementos discriminantes entre ejemplares de cuerpos intrusivos productivos (asociados a mineralización) y no productivos (no asociados a mineralización). En los no productivos los contenidos de V son altos y Cr bajos, mientras que en los productivos los contenidos de Cr son altos y V bajos.
6. Se requieren más estudios para determinar con exactitud las pautas de prospección a seguir.

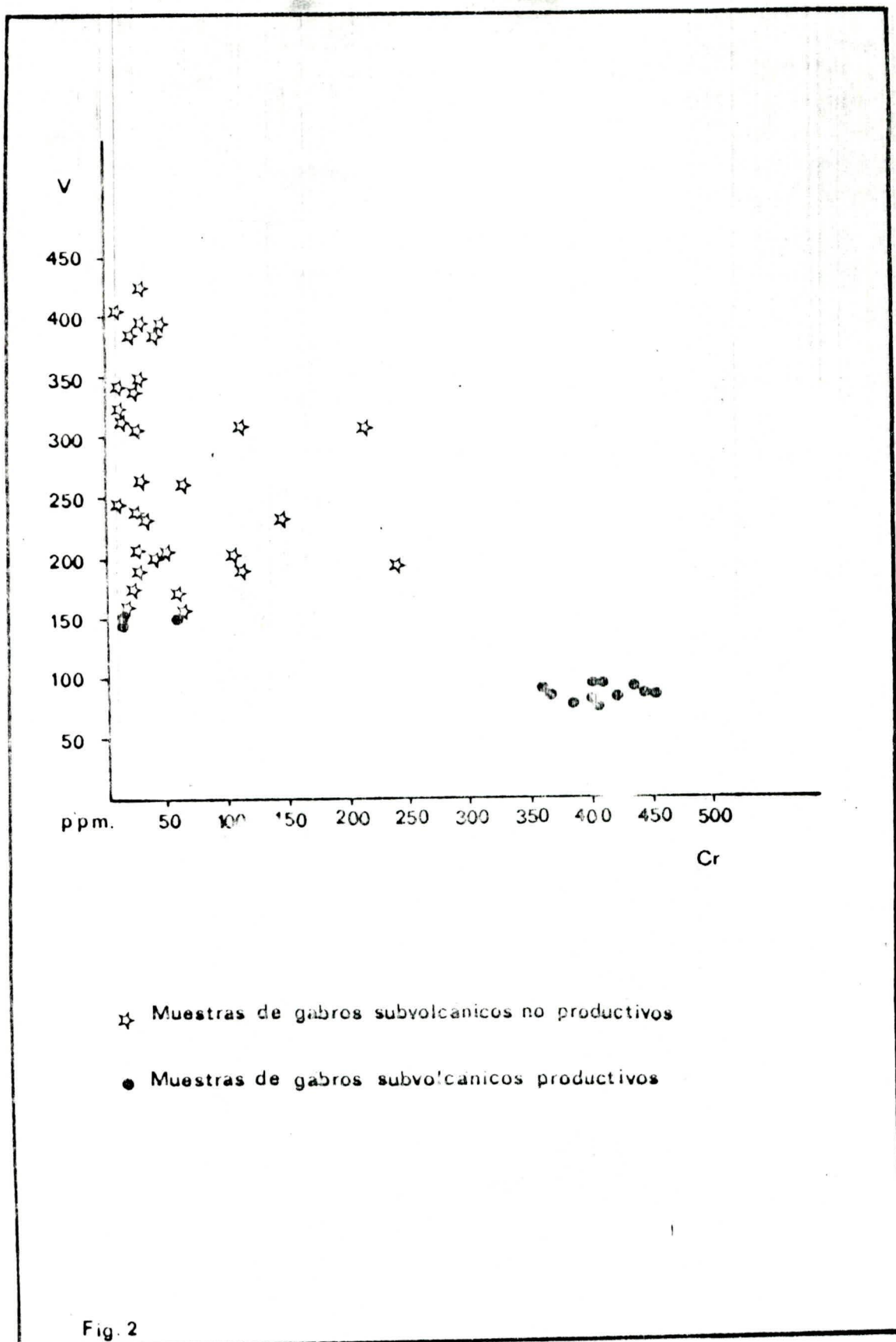
REFERENCIAS

- ALBORNOS, R.M. 1982. Geología y Petrografía del complejo de diques entre los $26^{\circ} - 26^{\circ} 37'$ y los $70^{\circ} 20' - 70^{\circ} 45'$ W, Norte de Chile Tesis U. del Norte.
- DEFINIS, A y PALACIOS C. 1981. Geología del yacimiento de Cobre Buena Esperanza, Norte de Chile. Un ejemplo de mineralización asociada a un cuello volcánico. Est. Geol. Madrid. En prensa.
- FREY.F.A.GREEN, D H., y ROY, S, D., 1978. Integrated model of basalt petrogenesis : A study of quartz tholeites to olivine melilitites from South Eastern Australia Utilizing geochemical and experimental petrological date - Jour of Petrol., 19, 463 - 513.
- GARCIA F. 1967. Geología del Norte Grande de Chile. Publ. Nro. 3 Symposium Grosinclinal Andino. Soc. Geol. de Chile, Stgo.

- JAKES, P., y WHITE, A. J. R., 1972 Major and trace element abundances in volcanic rock of orogenic areas. Geol. Soc. Am. Bull. 83 29 - 40.
- LOSERT J., 1973 Genesis of copper mineralization and associated alterations in the Jurassic volcanic rock of the Buena Esperanza Mining area. Antofagasta Province northern Chile. Dpto. Geol. de Chile, 40, 1-52.
- LOSERT J., 1974 Alteration and associated copper mineralization in the Jurassic Volcanic rock of the Buena Esperanza mining area Antofagasta province, northern Chile. Dpto. Coed. U. de Chile 41, 51 - 85.
- PALACIOS, C. L. DEFINIS, A., 1981 a. Petrología de yacimientos Buena Esperanza, II Región Antofagasta Actas 1ro. Coloquio Volcanismo y Metalogénesis. Antofagasta.
- PALACIOS, C. M. DEFINIS, A. 1981 b. Geología del yacimiento estratiforme "Susana", Distrito Michilla. Antofagasta. Actas 1ro. Coloquio Volcanismo y Metalogénesis. Antofagasta.
- STRECKEISEN, A. L., 1976 To each plutonic rock its proper name. Earth Sci. Rev., 12, 1 - 23.

E. S. Edwards





CONCEPTOS BASICOS DE CONTROL DE PERDIDAS

Autor :

Sr. Carlos Frederick Rosales

ASOCIACION CHILENA DE SEGURIDAD

INTRODUCCION :

Las transformaciones, que desde hace algunos años, han experimentado la mayor parte de las empresas de nuestro país, tanto en las estructuras de las organizaciones sociales, en las relaciones entre los diferentes niveles de trabajadores, como así también en la dirección y gestión de los sistemas productivos, han exigido una necesaria innovación en aquellas áreas tecnológicas que deben aportar los conocimientos y experiencias para alcanzar con éxito las metas empresariales.

En la actualidad existe consenso unánime de que ninguna empresa puede prosperar por mucho tiempo si no utiliza una administración efectiva. En gran parte la determinación y la satisfacción de muchos objetivos económicos y sociales descansan en la competencia con que se administran los recursos que la integran.

En materia de Prevención de Riesgos, la evolución señalada anteriormente se visualiza a través de la aplicación de un moderno enfoque que encuentra en las técnicas de administración, el recurso esencial para una identificación precisa de los problemas y la vía más eficaz para obtener soluciones reales.

LA ASOCIACION CHILENA DE SEGURIDAD Y EL CONTROL DE PERDIDAS

La Institución consciente de su tarea de entregar a las empresas, una asesoría efectiva, que permita obtener el mejor aprovechamiento de sus recursos humanos y materiales, ha orientado sus actividades de seguridad hacia el control de las pérdidas que se generan en los procesos productivos.

En un sistema económico de competencia, en que prima sobre todo la calidad y el desempeño de la dirección de las empresas, que en definitiva determinarán el éxito o fracaso de un negocio, las tendencias tradicionales de Prevención, dirigidas hacia el cumplimiento de disposiciones legales o al control de las lesiones personales han perdido vigencia.

La administración del Control de Pérdidas, ha surgido en respuesta a las necesidades planteadas, como una moderna concepción de las actividades de Prevención de Riesgos, al cautelar la economía de las empresas, entregando al mismo tiempo una protección efectiva de sus recursos humanos.

El Control de Pérdidas.

Como se ha visto, el enfoque Control de Pérdidas - presenta un campo de acción más amplio que el hasta ahora conocido, al relacionarse con la economía de las empresas e integrarse a sus procesos productivos.

El sistema es administrado en forma profesional manteniendo como premisa aquella aseveración que señala :

SEGURIDAD ES EL RESULTADO DE UN TRABAJO
EFICIENTE.

Una de las definiciones más exactas de lo que se - entiende por Control de Pérdidas, es la siguiente :

"Control de Pérdidas es toda acción de la adminis- tración, para evitar o reducir las pérdidas que puedan re- sultar de los riesgos puros de un negocio".

El término riesgo puro se refiere a cualquier situa- ción en que sólo se dan posibilidades de pérdidas o no pér- didas, sin existir la alternativa ganancia.

Se pueden citar como ejemplos típicos de riesgo pu- ro : el no uso de un elemento de protección personal, la - falta de protecciones en los sistemas de transmisión de ma- quinarías, etc.

Concepto de Accidente

Existen diferencias significativas entre la defini- ción moderna de accidente y la tradicional que considera es tos hechos, como situaciones imprevistas.

El concepto moderno parte de la base de que la gene- ralidad de los accidentes tienen su explicación en condicio- nes o actos que se presentan como absolutamente posibles de prever dada la existencia potencial de ellos en una empre- sa y a lo cual se agrega que en numerosas ocasiones son fe- nómenos de conocimiento generalizado.

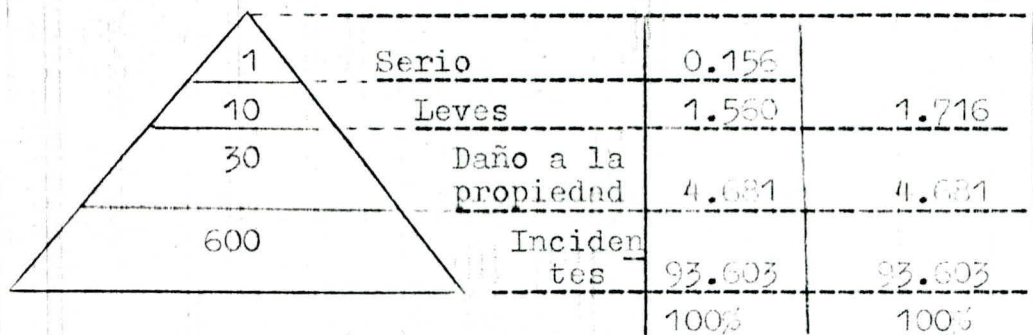
De esta manera el punto de partida del Control de - Pérdidas está dado por una nueva concepción de lo que se en- tiende por accidente al considerarlos como "acontecimientos no deseados que dan por resultado un daño físico a una per- sona y/o daño a la propiedad.

Se define además el concepto de incidente, para incluir aquellos "acontecimientos no deseados que deterioran o podrían deteriorar la eficiencia de las operaciones". Los incidentes suelen ser considerados como cuasi-accidentes, - que bajo circunstancias un poco diferentes pudieran resultar en daños a personas o a la propiedad, pero que en todo caso han significado pérdidas de tiempo.

Esta moderna apreciación de lo que debe entender - por accidente permite definir a su vez el concepto de Seguridad como "la técnica destinada al control de las pérdidas producidas por los accidentes".

La Piramide de Bird

En 1969, Frank E. Bird Jr. que se desempeñaba como - Director de Seguridad de una importante Compañía de Seguros de U.S.A., demostró la desproporción que existe entre los - accidentes que provocan lesiones de cualquier gravedad y - los que ocasionan daños materiales.



Este estudio en el cual se analizaron 1,753.498 accidentes informados por 297 Compañías que participaron, representaban 21 grupos industriales, que empleaban 1.750.000 trabajadores, que trabajaron más de 3 mil millones de horas hombres durante el período de exposición analizado.

Las proporciones de los casos que se aprecian dejan en evidencia lo absurdo que es dedicar todos los esfuerzos hacia un control de los accidentes que provocan lesiones personales, que sólo representan menos de un 2% del total de situaciones ocurridas. Las oportunidades para ejercer una efectiva acción de control son mucho mayores, si se da una orientación a los programas que considere los incidentes que ocurren en una empresa.

Por otra parte, la investigación de Bird muestra la relativa importancia que tienen los índices de medición de incidentes, referidos a casos con lesiones graves, por cuanto no son absolutamente representativos de la magnitud del problema y porque además no ofrecen información sobre que aspectos de un programa son los que se están omitiendo o -- que se muestran débiles.

Otros estudios efectuados en los Estados Unidos, complementan los trabajos de investigación de Frank Bird al entregar antecedentes que indican que el costo de los accidentes que causan daños a la propiedad son significativamente mayor que el costo de las lesiones.

Como consecuencia lógica, aparecen el enfoque Control de pérdidas, ofreciendo la oportunidad de hacer un efectivo aporte a la productividad de las empresas, al preocuparse de los accidentes con daños a la propiedad que son más numerosos y más caros.

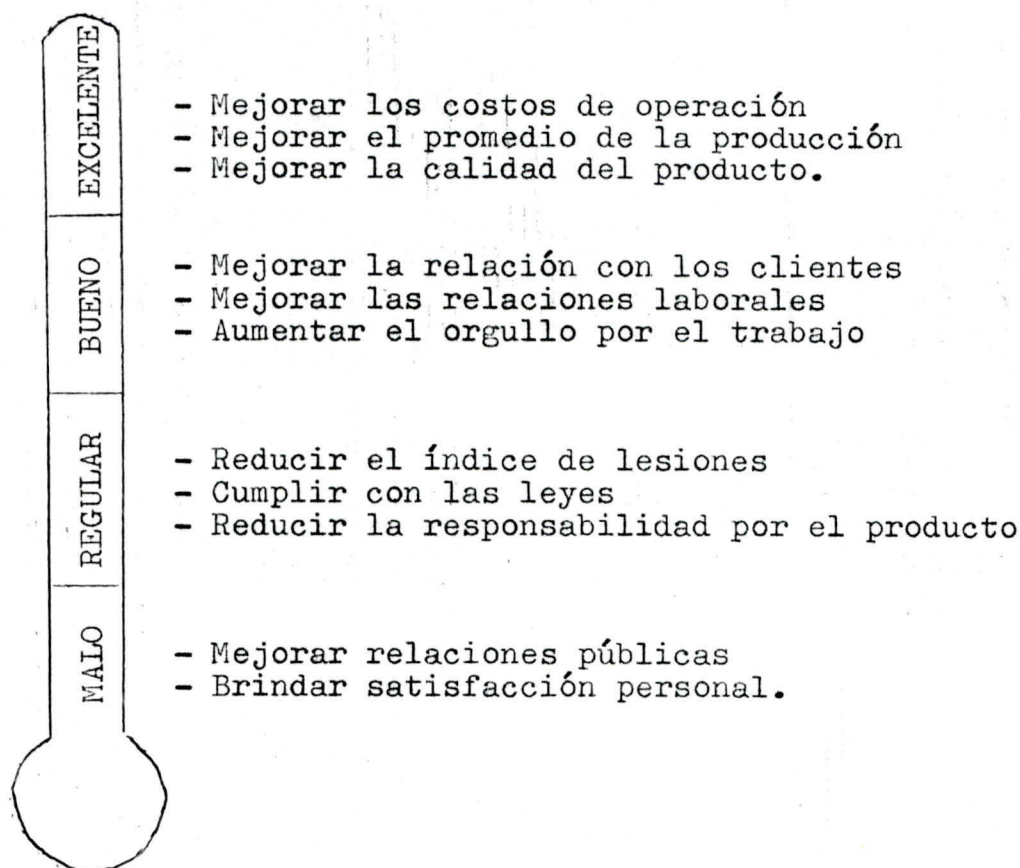
Por otra parte, el control de los accidentes con daño a la propiedad, permite un mejor control de las lesiones, ya que muchas causas de accidentes con daño a la propiedad son idénticos a las causas de accidentes con lesiones.

Resulta válido entonces, recordar lo manifestado por Hugh Douglas, cuando señala : "Podemos cuidar de nuestro personal en la medida que cuidemos mejor la economía de nuestras empresas", pensamiento trascendental, que es reafirmado como una sentencia, por Peter Drucker, uno de los principales Consultores Industriales de los Estados Unidos, cuando expresa :

"La Administración puede justificar su existencia y autoridad, sólo por los resultados económicos que produce y en este planteamiento economicista se está induciendo al hombre de negocio para que mantenga una preocupación permanente para reducir las pérdidas como uno de los mejores caminos para maximizar las utilidades de una empresa.

LAS GERENCIAS Y LA SEGURIDAD

La necesidad de poder contar con una base real, para poder establecer que elementos de un programa de seguridad, representaban mayor interés por parte de los ejecutivos de empresas sugirió la realización de una encuesta de opinión a 2.352 gerentes, mediante la cual se pudo precisar una escala motivacional que se fundamenta en el principio administrativo del interés recíproco.



Esta es una encuesta efectuada en Estados Unidos, con una realidad diferente a la nuestra, pero es lógico pensar que a todo hombre de negocios le va a interesar mayormente la seguridad cuando se relaciona con la economía de su empresa y cuando se relaciona el resultado de los accidentes con los elementos del proceso productivo.



RESULTADO DE LOS
ACCIDENTES
(DAÑO)

ECONOMICOS
PERSONAS
PROPIEDAD
PRODUCCION

Esta situación mantiene plena vigencia para los accidentes que afectan a las personas, como lo demuestra el estudio de un Sicólogo Americano del doctor R. Lawrence Zeitlin, cuando se analiza el costo de reposición de un trabajador.

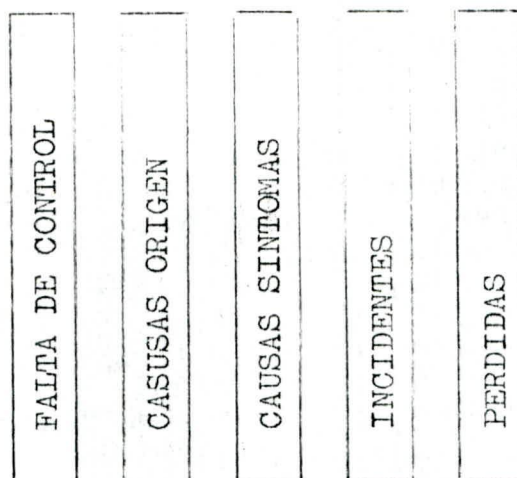
CALISIFICACION LABORAL	COSTO DIRECTO (REPOSICION)
Personal semi-calificado.	1/2 año de salario
Capataces, Supervisores de primera línea	1 año de salario
Ejecutivos de mandos medios (toma de decisiones)	2 - 3 años de salario
Ejecutivos de alto nivel.	Tan altos que cualquier estimación carece de significado.

De ahí la importancia notable que algunas empresas otorgan a aquellos programas dirigidos a la protección de sus ejecutivos de alto nivel.

Ejemplo : - Viajes por separado
- Conservación física
- Cursos de Manejo Defensivo.

SECUENCIA DEL DOMINO

Las piezas del dominó que se muestran a continuación representan el pensamiento moderno del Control de Pérdidas, dando todo el mérito que le corresponde a Heinrich, cuya secuencia original del dominó fué clásica en el pensamiento y la enseñanza de seguridad, por más de 30 años.



La secuencia actualizada se explica como sigue :

"Para poder controlar las pérdidas que se manifiestan en término de lesiones personales y/o daño a la propiedad, es necesario controlar los incidentes, que son eventos causados por actos y condiciones peligrosas, que constituyen sólo síntomas del problema".

Los actos y condiciones peligrosas, que tradicionalmente han sido conocidos como acciones y condiciones inseguras, tienen su origen en causas básicas que pueden estar en el hombre o en el medio ambiente.

HOMBRE

- Falta de conocimiento o habilidades.
- Falta de capacidad física o síquica
- Motivación incorrecta

AMBIENTE

- Desgaste normal
- Uso anormal
- Diseño inadecuado
- Mantención inadecuada
- Especificaciones de compras inadecuadas.

De esta forma, se tiene que el problema consiste en buscar un sistema que permita actuar sobre las causas básicas que en definitiva corresponden al origen real de las pérdidas y que fundamentalmente se generan en la falta de control.

Es importante destacar que el término CONTROL, se refiere precisamente a aquel elemento que junto a la PLANIFICACION a la ORGANIZACION y a la DIRECCION dan estructu-

ra a las actividades de Administración.

Alguna de las causas importantes que significan ausencia de control, son las que se indican a continuación :

- 1 -Carencia de programas, dirigidos al Control de Pérdidas.
- 2 -Programas incompletos, que no cubren los elementos necesarios.
- 3 -Standares mal determinados
- 4 -Falta de comunicaciones que no permiten cabal conocimiento del programa y de sus standares.
- 5 -Desempeño subestandar.
- 6 -Falta de supervisión en el cumplimiento de los standares.

De esta manera, la función Control consistirá básicamente en aquellas actividades que se llevan a cabo , con el fin de forzar a que las acciones se desarrollen conforme a los planes preestablecidos. En este sentido, no se debe pensar en el control como simplemente la acción de ver como se dió un resultado sino, que lo más importante es evitar que sucedan distorsiones o desviaciones en forma oportuna para que se alcancen los objetivos esperados.

ETAPA DEL CONTROL

En general el proceso de control cualquiera sea el objetivo, ya sea humano o material, puede ser dividido en cinco etapas, que se conocen con la sigla ISMEC.

- I = Identificación de las actividades que se precisan, manteniendo especial cuidado, de que éstas no dejen ningún campo para apreciaciones subjetivas.
- S = Standares requeridos, que representan las metas del plan. Deben ser cuantificables ya que ésta es una condición clave para un control establecido.
- M = Medición de las actividades a fin de comparar lo logrado con el standard de control establecido.
- E = Evaluación del nivel de desempeño logrado.
- C = Corrección de las desviaciones, a fin de evitar la repetición de errores o comentarios para reconocer los resultados logrados.

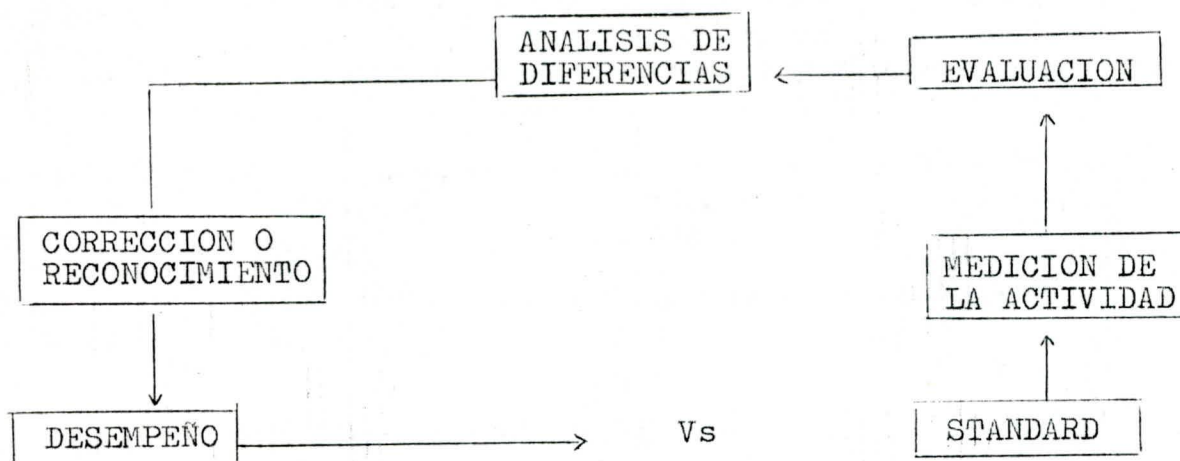
Cada vez que se detecten variaciones importantes no sólo significa que debe tomarse una acción inmediata

ta y vigorosa sino que es imperativo hacerlo.

De igual forma se debe contemplar el conocimiento de a quel desempeño que se destaca por el cumplimiento correc-to de los standares fijados.

Si se desea graficar el concepto Control, podría obtenerse una figura como la que se incluye a conti-
nuación :

CICLO DEL CONTROL



DAÑO A LA PROPIEDAD

Como se ha señalado, los accidentes con daño a la propiedad son más numerosos y representan costos mayores que aquellos que sólo provocan lesiones a las personas. Existen importantes estudios estadísticos desarrollados en Estados Unidos que muestran esa realidad y de los cuales se puede inferir su proyección hacia nuestro país, pero lo importante es conocer que factores son los que continúan predominando para que aún ante evidencias tan precisas, no se consideren los accidentes con daño a la propiedad, como un aspecto fundamental de todo Programa de Seguridad; algunas de las razones para excluir el daño a la propiedad son :

- Faltan estadísticas que den a conocer la envergadura del problema.

- Se le da demasiada trascendencia al costo de lesiones, para demostrar preocupación por las personas.
- Notable resistencia a los cambios al observarse diferencias significativas con las formas aceptadas tradicionalmente.
- Los costos de reparación no se consideran costos directos, cargándose a los desembolsos por conceptos de man-tención.
- La Seguridad permanece al margen de la productividad de las empresas.

A esta situación de indiferencia, se agregan las dificultades lógicas que existen en toda organización donde no se realizan esfuerzos sistemáticos por lograr el cumplimiento que representan un indudable beneficio para las Empresas y sus trabajadores.

Lo anterior se traduce en posiciones personales que impiden obtener información clara y oportuna de las reacciones siguientes :

- 1 Temor a la aplicación de medidas disciplinarias, ante la posibilidad de que se señalen responsabilidades en los hechos.
- 2 No se observa interés en el control de daños
- 3 La empresa puede absorber los costos de daños con facilidad.
- 4 Pueden generar situaciones de conflictos personales que comprometan a diferentes niveles jerárquicos.
- 5 Se estima que existen gastos superfluos que exceden lo que representan los accidentes con daño a la propiedad.

Como se aprecia existen serias dificultades - que es necesario superar, para llegar al convencimiento final de que es lógico establecer un sistema que permita entrar al control de daños a la propiedad. En este sentido - la administración superior de las empresas acepta fácilmente toda actividad que se dirija al control de daños, pero esa aceptación disminuye gradualmente al descender por los niveles jerárquicos, encontrándose la mayor resistencia en los supervisores de primera línea, a quienes les corresponde participación activa en las acciones de control que se deban desarrollar.

Con el propósito de que no se consideren las

actividades de Control de pérdidas, como una carga adicional al trabajo de los supervisores y vencer la resistencia a los cambios, se sugiere inicialmente enfocar los programas hacia aquellos accidentes que ocasionan daño a la propiedad, pero que tienen un potencial alto de lesiones personales.

En cualquier caso el beneficio del sistema - que se implemente va a permitir el control gradual de las pérdidas que se generan en los procesos, situación que se ha visualizado en :

- Mejores condiciones de trabajo
- Disminución de lesiones personales
- Mayor productividad
- Actitud de integración e identificación de los trabajadores con la empresa.
- Buena calidad de los productos.
- Alcanzar las utilidades esperadas en el negocio.

Para el logro de un programa efectivo de Control de Pérdidas, se deberán cumplir etapas sucesivas, siendo el cambio más drástico que se habrá de experimentar, el instante en que la Empresa deja de considerar la Seguridad como una actividad satélite en la Organización, transformándola en una función integrada al proceso productivo, que mediante los principios de la Administración Profesional - hará posible el control de las fuentes comunes de pérdidas, en un esfuerzo que deberá comprometer a la dirección y trabajadores en general.

Los planteamiento de este moderno enfoque de la seguridad que se han desarrollado, representan una evolución de las técnicas preventivas tradicionales y un desafío, tanto para las Empresas como para los profesionales de seguridad, ya que para el éxito en la aplicación del sistema, se requiere de una mayor competencia académica, técnica y habilidad para dirigir programas de Control de Pérdidas.

Sin embargo, el futuro de la Seguridad, se puede observar con optimismo, si atendemos a ese singular pensamiento filosófico que señala :

"Una mente ensanchada por una nueva idea no puede volver nunca a su dimensión original".

EL SISTEMA CONTROL DE PERDIDAS

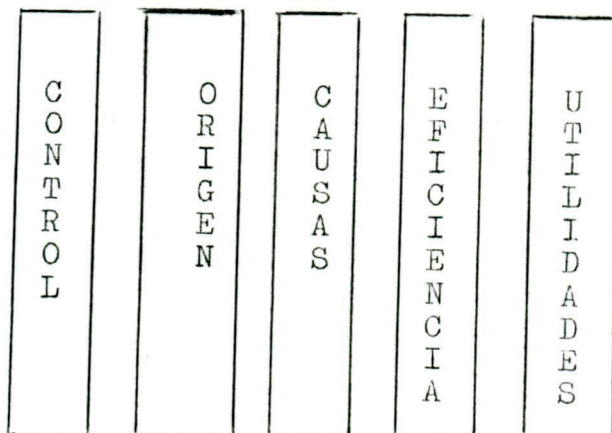
Ha comenzado un nuevo enfoque en las actividades de Seguridad, al implementarse programas de Control de Pérdidas, destinados a lograr el cumplimiento de objetivos económicos y sociales en las empresas.

Lo ocurrido en relación a las actividades tradicionales de Seguridad ha sido ya suficientemente analizado y evaluado a todo nivel. La preocupación de ahora es la etapa que se inicia, existiendo consenso de que los resultados que se obtengan dependerán cada vez más de la propia responsabilidad que las empresas asuman en la nueva concepción de la Seguridad.

En el anterior contexto, toda la gestión preventiva descansaba en los especialistas de la materia, fomentándose un trabajo superficial que generalmente no alcanzaba una integración significativa con las actividades de -- producción.

La reconocida capacidad humana y profesional de los empresarios chilenos y su voluntad de participar activamente en el control de las pérdidas que afectan las operaciones industriales, otorgan el marco coyuntural para planificar una acción sistemática que se genera en el más alto nivel ejecutivo y que permitirá asegurar los resultados económicos, que se esperan.

La base de la acción que se debe desarrollar, descansa en la eficacia que se debe lograr en la realización del trabajo y que puede resumirse en el más moderno pensamiento de Seguridad, a través del Dominó Blanco de la Seguridad.



"La existencia de un buen Control Administrativo es el origen de las Causas de la Eficiencia que da lugar a la obtención de las utilidades que se esperan en un negocio".

El desafío que se plantea a la Administración de las Empresas, de superar metas alcanzadas, de resguardo del prestigio y la calidad del servicio a la comunidad y - de proyectar debidamente su solvencia y rentabilidad, requieren del control de todas aquellas pérdidas a través de una adecuada planificación. Sobre esta base la experiencia ha demostrado que un plan de control debe disponer de cuatro elementos vitales, que a continuación se indican :

- 1.- Política de seguridad gerencial
- 2.- Definición de responsabilidades
- 3.- Actividades a desarrollar
- 4.- Sistema de control

El sistema concebido, representa un modelo - técnico bien determinado y caracterizado, que lo distingue con claridad de otros esquemas. Presenta la envergadura suficiente como para señalar que detrás de éste se ubica un "proyecto histórico" que le imprimirá a la seguridad una - orientación clara, definitiva y permanente en el tiempo.

El conocimiento de las experiencias positivas logradas en algunas Empresas pioneras en estas materias, irá gradualmente desgastando aquellos prejuicios lógicos que surjan de una natural resistencia a los cambios, lográndose en esta forma la cohesión y coherencia necesaria para una aplicación cada vez más creciente del planteamiento enunciado.

ANALISIS DE LOS ELEMENTOS DEL SISTEMA

1 Política Gerencial :

Es el elemento fundamental del sistema, ya que orienta a los diferentes niveles de la empresa, el señalar su compromiso con la seguridad, fijando además los alcances de lo que se desea realizar.

A través de la política la dirección, que es responsable del progreso económico de su Empresa, va a reflejar el espíritu que anima a ésta, por controlar - las pérdidas, mediante la organización sistemática de los recursos que la componen.

Siempre se ha considerado que "la gerencia logra lo que realmente quiere" y por lo tanto como en cada

decisión y en cada acto debe dar el primer lugar a la realización económica, su compromiso con el control de las pérdidas que se pueden producir en las operaciones va a aparecer como un principio vital determinado por su propia naturaleza.

Es conveniente que la política otorgue la debida importancia a alguna de las consideraciones que se indican a continuación :

- 1.- Beneficios para el personal, basándose en el principio del interés recíproco, no va a convenir que se señale sólo una expectativa de resultado económico.
- 2.- Todos los accidentes son producidos por causas que son factibles de determinar con precisión a través de técnicas apropiadas de investigación.
- 3.- Los accidentes perjudican a la línea de mando, al afectar la eficiencia del trabajo, motivación necesaria para atenuar la resistencia a los cambios.
- 4.- Hacer notar que el pasado es el prólogo del nuevo enfoque y que el esfuerzo realizado ha cumplido un rol trascendental aplicando el principio administrativo del reconocimiento.
- 5.- Debe plantearse en términos motivacionales, a fin de lograr la colaboración de todas las personas, a objeto de lograr resultados positivos en las tareas a desarrollar.
- 6.- Para ser consecuentes entre un buen fundamento y la acción que es preciso cumplir, deberán establecerse responsabilidades, para todos los niveles de la empresa.
- 2.- Asignación de Responsabilidades :

Es un elemento importante, mediante el cual todos los trabajadores han de saber que se espera de ellos frente al sistema que se pondrá en acción.

A todos los miembros de la empresa les cabe participar si se desea lograr éxito en el control de pérdidas y por lo tanto las responsabilidades habrán de definirse desde el más alto nivel hasta lo que le compete al trabajador que recién se incorpora.

Se puede observar de esta manera, como la empresa asume la responsabilidad en materia de seguridad y control de pérdidas, dando al prevencionista el papel de asesoría que le demandará una sólida forma-

ción profesional.

3.- Actividades a Desarrollar :

Algunas de las actividades importantes de considerar son :

- 1.- Participación de la Gerencia
- 2.- Entrenamiento en Control de Pérdidas
- 3.- Inspecciones Planeadas
- 4.- Análisis del Trabajo
- 5.- Investigación de Accidentes, Incidentes.
- 6.- Observaciones Planteadas de Trabajo
- 7.- Programación para Casos de Emergencia
- 8.- Equipo de Protección Personal.
- 9.- Auditorías
- 10.- Charlas de Seguridad.

Se puede observar como el papel de la dirección de las empresas ocupa el elemento Nro. 1 y a continuación el entrenamiento de la Gerencia, a objeto de que se logre su participación activa en el sistema y no se limiten los resultados.

No existen recetas que puedan determinar que elementos conviene trabajar en una empresa en particular. Lo único que se puede aventurar es que la acción inicial debe dirigirse hacia las causas origen de las pérdidas y en ese sentido las Inspecciones nos pueden permitir actuar sobre el ambiente y las Observaciones del trabajo sobre el hombre.

Resulta evidente, que iniciar un programa con los elementos mencionados, es un logro importante para una empresa, y en la medida que se perfeccione el trabajo de estos elementos podrán incorporarse otros que vayan dando una estructura a un programa más avanzado de Control de Pérdidas.

4.- Sistema de Control :

Constituye un elemento vital que va a permitir asegurar los resultados; es el instrumento que en forma oportuna deberá señalar si avanzamos por el camino correcto o se están produciendo desviaciones.

Es conveniente precisar que mediante el control profesional se va a obtener una valorización de las actividades realizadas y no una medición de secuencias como es la información que proporcionan los índices tradicionales de seguridad; no se pretende descalificar la importancia de los índices de frecuencia o gravedad, sino simplemente señalar, que -



sólo constituyen una apreciación parcial, por cuanto representan las lesiones ocurridas, producto de un accidente con pérdida de más de un día para el trabajador afectado.

En el concepto control representado por la - sigla ISMEC, se tiene en primer término una medición cuantitativa, en base a standares establecidos que señalarán un - determinado rendimiento y que en otras palabras, significa el esfuerzo que realiza la empresa por obtener los resultados que se esperan.

Desarrollado el hábito del personal comprometido con la realización de los standares fijados, se debe estructurar una medición cualitativa que se cumple por parte del profesional de seguridad, quien en base a ciertos tipos de formularios podrá ponderar la calidad del trabajo efectuado.

Finalmente existe una tercera medición que complementa las explicadas anteriormente, y que corresponde a la evaluación profesional o auditoría que nos va a analizar la realidad del trabajo realizado sobre un determinado elemento a través de un formulario, que pueda tener una información que nos cubra el 100% del problema real. La auditoría hace un análisis crítico y sistemático de los elementos que forman parte de un programa entregando una opinión objetiva a la administración en la cual se le hace ver que aspectos pueden faltar para lograr un mayor grado de efectividad en los esfuerzos por controlar las pérdidas.

La auditoría entrega una orientación a la - dirección de la empresa, antes de que se produzcan pérdidas al no constituir una medición de consecuencias, es una opinión profesional sobre lo que se está realizando en buena - forma y sobre aquellos aspectos que es necesario mejorar para obtener mejores beneficios.

La Asociación Chilena de Seguridad ha desarrollado este elemento de medición, considerando las características y necesidades reales de las Empresas Nacionales en materia de Seguridad, estructurándose en esta forma la - "Auditoría Chilena de Seguridad" que incluye los siguientes elementos :

- a) Participación de la Gerencia
- b) Entrenamiento de Seguridad
- c) Condiciones del Ambiente
- d) Observaciones de Trabajo
- e) Investigación de Daños
- f) Uso de elementos de Protección Personal
- g) Higiene Industrial
- h) Sistema de Prevención y Combate de Incendios
- i) Equipos Críticos
- j) Evaluación del Programa.

La Auditoría planteada, significará un aporte importante hacia las Empresas que la utilicen en la evaluación de sus programas de Control de Pérdidas, constituyendo un representativo elemento de medición que permitirá orientar las diferentes actividades de Seguridad hacia metas posibles de lograr

~~~~~





COSTO REAL DE LAS INTERFERENCIAS DEL SUMINISTRO  
DE ENERGIA ELECTRICA EN UNA EMPRESA MINERA Y DIS-  
TRIBUCION DE ENERGIA EN CONDICIONES DE EMERGENCIA

Autores : Sr. Adolfo López G.  
              Sr. Axel Peddersen Z.  
              Sr. Guillermo Calcas P.

CODELCO-CHILE - DIVISION COMERCIAL





COSTO REAL DE LAS INTERRUPCIONES EN EL SUMINISTRO DE  
ENERGIA ELECTRICA EN UNA EMPRESA MINERA Y  
DISTRIBUCION DE ENERGIA EN CONDICIONES DE  
EMERGENCIA

1. RESUMEN

El propósito del trabajo es cuantificar el daño económico infringido a una empresa minera que obtiene una cartera de productos con distinto valor agregado al interrumpirse el suministro de energía eléctrica.

Los cortes de energía eléctrica tienden a ser despreciados, sobrevalorados, o valorados en términos irreales. Siendo la cuantificación de los daños de competencia de los ingenieros de la empresa afectada, se ha ideado una metodología de cálculo que permite adelantar el comportamiento de la empresa en condiciones de emergencia eléctrica.

El proceso de cuantificación toma en cuenta la magnitud, frecuencia y duración de las interrupciones o disminuciones en el suministro eléctrico y establece una secuencia lógica, dinámica, de asignación de energía por centro de proceso metalúrgico o mineral de tal forma que se minimice el daño económico global a la empresa minera.

2. INTRODUCCION

Se encuentra en la literatura eléctrica relativa al tema de Potencia, con frecuencia y calidad cada vez mayores, enfoques metodológicos para la resolución de problemas de crecimiento de centrales eléctricas y de redes de transmisión y distribución de energía eléctrica, incluso tomando en cuenta factores de riesgo e incertidumbre asociados al funcionamiento de los componentes de un sistema eléctrico. Sin embargo, es poco común y casi nulo el esfuerzo realizado para expresar numéricamente el costo que indica la ausencia de este bien en un medio que ha programado su producción y sus costos, suponiendo su presencia.

El conocimiento que se tenga respecto del valor económico real de una interrupción en el suministro de energía eléctrica, constituye la base para formular correctamente los problemas relacionados con la seguridad de servicio eléctrico, por cuanto este conocimiento se transformará en el patrón de medida del beneficio económico esperable al aplicar medidas alternativas para mejorar dicho servicio.

En el campo de la producción industrial, es frecuente encontrar que se ha adoptado soluciones para mejorar la seguridad de servicio eléctrico basadas en criterios muy dispares, algunos de ellos puramente convencionales y otros, a lo más empíricos. En lo que respecta a los sistemas de suministro eléctrico asociado a centros consumidores que son mixtos (poblacionales e industriales), las soluciones que se han adoptado para lograr la seguridad de servicio responden a convenciones que no tienen más racionalidad que la que es posible encontrar en la opinión profesional y la experiencia de quienes son responsables de decidir o recomendar. Estos últimos son, a menudo, profesionales que son o han sido los responsables del suministro eléctrico y, por consiguiente, están o han estado sometidos a las presiones inherentes a esa función. La tendencia es, obviamente sobrevalorar el efecto económico producido por interrupciones eléctricas.

El presente trabajo está destinado a entregar un enfoque del problema de seguridad de servicio eléctrico desde el punto de vista puramente pragmático, concentrando esfuerzos en la definición de valor real que ésta tiene para una empresa minera en producción.

El desarrollo de este tipo de análisis presupone un conocimiento cabal de los factores de producción de la industria minera en que se aplique, así como una estructura de costos que posibilite el empleo de conceptos de marginalidad para toda la cartera de productos que maneje dicha empresa.

### 3. MARGINALIDAD Y VALOR AGREGADO

Se establece que el análisis de la repercusión que una interrupción en el suministro eléctrico tiene en la industria minera debe efectuarse a la luz de la utilidad marginal que la industria dejaría de tener.

La cartera de productos que una industria minera pone en el mercado determina, paralelamente, los diferentes subsistemas productivos que deben analizarse, ya que cada uno de los productos ofrecidos tiene un costo por valor agregado al producto y un costo de oportunidad que le son característicos.

### 4. FORMULACION MATEMATICA

El costo mínimo acumulado hasta la hora  $t$  de no contar con suministro de potencia desde  $t = 0$  en una empresa que

cuenta con una cartera de productos  $j$  y un número de alimentadores  $i$ , está dado por :

$$C_{t,P} = \sum_t \{ \min_i \{ \sum_j ((cr_{i,t} + um_j \times up_{j(i),t}) + pm_i |_{t-t^*}) \} \}$$

donde

$j(i)$  = producto comerciable de máximo valor que se deja de producir por falta de suministro de carga eléctrica en el centro  $i$ .

$t$  = tiempo, toma valores discretos.

$cr_{i,t}$  = Costo marginal de recuperar la producción (sólo si ésta es recuperable) cuando el alimentador  $i$  se desconecta un tiempo  $t$ .

$um_j$  = Utilidad marginal no percibida por unidad de producto  $j$  no producido.

$up_{j(i),t}$  = Unidades de producto  $j(i)$  no producidas en una hora por no contar con energía eléctrica el alimentador  $i$ .

$pm_i |_{t-t^*}$  = Costo de puesta en marcha del proceso asociado al alimentador  $i$  cuando éste estuvo detenido un tiempo  $t-t^*$ , donde  $t^*$  es el instante en que el alimentador  $i$  fue desconectado.

$$\text{para } cr_{i,t} \neq 0 \rightarrow up_{j(i),t} = 0$$

$$\text{para } up_{j(i),t} \neq 0 \rightarrow cr_{i,t} = 0$$

##### 5. SUPUESTOS Y SU INCIDENCIA EN LOS RESULTADOS

El programa supone operando los 55 alimentadores a las capacidades definidas, si alguno de ellos, ya sea porque ciertos días de la semana no opera, o por mantención programada, o por reparaciones no está operando, la situación se maneja en forma externa, definiendo como



cero la potencia eléctrica conectada. De no ser así, induciría a error al operador frente a una falta de suministro de energía eléctrica.

## 6. ESTRUCTURACION DE RESULTADOS

Los resultados que entrega este conjunto de programas se estructura de la siguiente manera (ver anexo N° 3) :

6.1 Resultados de la simulación de una detención por falta de suministro de una potencia determinada. Para este caso se entregan dos matrices, dos vectores y un gráfico.

6.1.1. Matriz "Centros de Operación" que entrega el estado (operando o no operando y cuantas horas) para cada centro y para un tiempo de falta de suministro de hasta 48 horas.

6.1.2. Matriz "Mega Watts liberados" entrega los megawatts que libera cada centro que se encuentre detenido a una determinada hora y para un máximo de 48 horas de falta de suministro.

6.1.3. Vector "Potencia total liberada", este vector es la sumatoria de las columnas de la matriz señalada en el punto 6.1.2.

6.1.4. Vector "GACUM" (Gasto Acumulado) como lo indica su nombre, acumula el costo de no contar con una cierta potencia hora a hora hasta la hora 48.

6.1.5. Gráfico de "medidas a adoptar" frente a una falta de suministro de potencia eléctrica. Este gráfico tiene como eje horizontal las horas de falta de suministro (48 máximo) y como eje vertical los centros desconectables con dos posiciones para cada centro una conectado y otra desconectado (ver anexo N° 3).

6.2. Resultados globales para un año o período (Matriz)

Esta matriz informa del gasto acumulado hora a hora hasta la hora 48 y para cada nivel de potencia no suministrada.

## 7. INTERPRETACION DE RESULTADOS

### 7.1. "Matriz Centros en Operación"

Esta matriz sólo contiene ceros o enteros positivos distintos de cero y menores o iguales que 48. Cuando en una hora cualquiera, después de iniciada la falla en el suministro aparece un cero en algún centro de esta matriz significa que el centro está en operación, si aparece un valor distinto de cero este número indica la cantidad de horas continuas de detención que lleva dicho centro.

### 7.2. "Matriz Megawatts liberados"

Esta matriz contiene para cada centro dos alternativas o cero cuando el centro está operando o un valor distinto de cero e igual al valor de la potencia liberada al dejar de operar.

### 7.3. Los vectores potencia total liberada y GACUM se interpretarán por sí solos.

### 7.4. Gráfico de medidas a adoptar

Este gráfico representa el estado de cada centro para las 48 horas que duraría una detención bajo dos alternativas, operando o no operando. La primera alternativa se representa con una línea continua y la segunda con una de puntos que tiene sobre ella la información de la potencia que libera.

Podemos observar en el gráfico del anexo que al iniciarse la falla en el suministro de una potencia de 10 megawatts, algunos centros deben dejar de operar como los centros 7 hasta el 11 por ejemplo, los que en la hora 4 deben volver a entrar en operación por lo que otros centros que liberen más o menos la misma potencia deben ser desconectados.

### 7.5. Matriz Resultados Globales para un año o período (quinquenio)

Esta matriz contiene para cada hora (entre 1 y 48) y para cada falla en la potencia suministrada (entre 10 y 140 MW) el valor del costo acumulado hasta esa hora.

## 8. USOS DE LA INFORMACION OBTENIDA

### 8.1. Permite decidir la acción a llevar a cabo con ocasión de una falla en el suministro de E.E.

- 8.2. La información sirve de base para estimar el capital que la empresa está dispuesta a invertir para disponer de una mayor seguridad en el suministro de E.E. a los distintos centros.

#### 9. VIGENCIA DE LOS RESULTADOS

En el estudio se han considerado la mayoría de los centros que contempla la planificación a largo plazo de la División y en la medida que dichos centros sean los que realmente se implementan se mantendrá la vigencia de los resultados que se obtengan. Por otra parte, es importante considerar en este aspecto las modificaciones que alteren la operación de los centros actualmente existentes, ya que desconocerlas significaría en alguna medida pérdida en la vigencia de los resultados que entregue el modelo.

#### 10. INVESTIGACION DE EFECTOS CAUSADOS POR UN DEFICIT DE POTENCIA

Las áreas productivas tienen una serie de restricciones tales como producciones, niveles de eficiencia, capacidades, pérdidas por puesta en marcha, etc., que era necesario investigar con el fin de insertarlas en el modelo planteado. Dicha investigación fue llevada a cabo por el entrevistador quien planteó una serie de interrogantes a los encargados de cada área productiva. A continuación presentamos el cuestionario tipo de dicha investigación :

#### CUESTIONARIO TIPO

- 1) ¿Qué centros desconectables existen en su área productiva?.
- 2) ¿Cuáles pueden ser desconectados sin producir daños?. ¿Por cuánto tiempo?.
- 3) ¿Qué disminución en los consumos de Energía Eléctrica significa retirar cada uno de ellos?.
- 4) ¿Qué efectos produce sobre la producción retirar cada centro?.
- 5) ¿Es posible recuperar producción una vez restablecido el suministro de energía eléctrica y con qué eficiencia?.
- 6) ¿En cuánto tiempo se puede recuperar la producción perdida? ó ¿Hasta qué nivel?.
- 7) ¿Qué actividades no pueden carecer de E.E. directa y por qué?.



- 8) ¿Qué consumo representan estos centros de consumo?.
- 9) ¿Cuánto tiempo se necesita para desconectar los alimentadores?.
- 10) Una vez que se normalice el suministro de E.E. ¿En cuánto tiempo se normaliza la operación?
- 11) ¿Cuál es la eficiencia con que trabajan estos centros durante la puesta en marcha?.

Paralelamente, se debe realizar las consultas pertinentes a la Dirección de Servicios Eléctricos de la Empresa para establecer el grado de independencia de los alimentadores de cada centro, sus características y las posibilidades de su desconexión de acuerdo a cierta secuencia lógica con rapidez.

#### 11. ASPECTOS COMPUTACIONALES (Lenguaje : APL)

Los aspectos computacionales no son sino las herramientas que permitan traducir las respuestas del entrevistado a un lenguaje que pueda ser reconocido por una máquina (Computador). En dichas respuestas existe gran variedad de casos especiales que deben de alguna forma ser plasmados en una programa computacional.

Analizaremos a continuación los programas VALORA, EVAL y su subrutina GASTO que son los que permiten determinar los centros a desconectar para minimizar las pérdidas por déficit en el suministro de E.E. y el monto de dichas pérdidas.

- 11.1 VALORA : Programa sin aspectos muy rebuscados que llena las matrices BENEF y PMARCH que son los que contienen la información del costo por detención y por megawatts no suministrado a cada centro para las 48 horas que se investigan y para todos los años del análisis (Matriz BENEF) y el costo de puesta en marcha (Matriz PMARCH) con las mismas dimensiones de BENEF.

VALORA necesita para su ejecución de las matrices PROBEN, PROPM y WATT y BUN, que contienen los costos tanto para la recuperación de la producción cuando sea posible como también la producción perdida por cada centro si corresponde (PROBEN), las producciones perdidas por efecto de la puesta en marcha (PROPM) y la potencia eléctrica a desconectar en cada centro (WATT). Las tres matrices tienen las mismas dimensiones que BENEF.



Por otra parte, la Matriz BUN contiene la información del beneficio marginal obtenido con cada uno de los productos intermedios comerciables. Tiene como dimensiones el número de productos intermedios comerciables y el número de años o períodos en los que se analiza el problema.

11.2 EVAL : Programa que permite determinar en orden creciente la sumatoria de los costos por detención y puesta en marcha, y los centros a desconectar dadas esas sumatorias y considerando que a lo menos se debe desconectar las Mwgawatts en que es deficitario el suministro y hasta un delta más, que evite distorsiones en el sistema.

11.3 GASTO : Este programa acumula el gasto por efecto de no suministro de potencia eléctrica.

## 12. ANALISIS DE SENSIBILIDAD Y PERSPECTIVAS

Los resultados obtenidos pueden ser sensibilizados al variar el precio de los productos comerciables. De hecho CODELCO analiza todos sus proyectos considerando tres series de precios que van desde la optimista hasta la pesimista.

Por otra parte, se pretende proseguir en el análisis planteado en el punto 1° de este trabajo, tratando de llegar a determinar un valor esperado del costo anual por falta de suministro de energía eléctrica. Para alcanzar dicho objetivo, se requiere de la siguiente información :

12.1 Establecer las tasas de falla del sistema eléctrico tanto en generación de energía como en transmisión de ella, es decir, tipo de falla, frecuencia de ocurrencia, duración y potencia que no se suministra.

12.2 Curvas de demanda de energía eléctrica para la División para todo el horizonte de la planificación a largo plazo.

Con ambos antecedentes podemos estimar la frecuencia con que se espera un déficit en el suministro de una determinada potencia eléctrica y por cuantas horas. Estos antecedentes nos permiten usar los programas de cálculos que se han expuesto en este trabajo para calcular el valor esperado anual por falta de suministro.

## ANEXO N° 1

TABLA DE RELACION DE CONSUMOS DE POTENCIA  
Y ENERGIA

Esta tabla permite apreciar la diferencia entre la energía media horaria (MWH/H) y la potencia consumida en el proceso.

| CENTRO | POTENCIA<br>(PERIODO 1)<br>MW | ENERGIA<br>MEDIA<br>MWH/H |
|--------|-------------------------------|---------------------------|
| 1      | 0,63                          | 0,50                      |
| 2      | 2,27                          | 1,54                      |
| 3      | 5,75                          | 3,27                      |
| 7      | 1,69                          | *                         |
| 8      | 1,03                          | 0,66                      |
| 13     | 2,38                          | 2,28                      |
| 30     | 7,00                          | 6,16                      |
| 34     | 6,27                          | *                         |
| 36     | 0,58                          | *                         |
| 43     | 2,69                          | *                         |
| 50     | 0,70                          | *                         |
| 51     | 4,92                          | *                         |
| 52     | 0                             | 0                         |
| 53     | 0                             | 0                         |

\* No se miden en forma separada.



ANEXO N° 2EFFECTOS DE LAS FALLAS EN EL SUMINISTRO DE E.E.  
A LOS CENTROS DE CONSUMO1. PERDIDAS DE PRODUCCION

- a) Todos aquellos centros que trabajan a capacidad máxima pierden producción al detenerse por falla en el suministro de energía. Ej. : Concentradora trabaja a capacidad máxima, una detención, por falta de suministro significa necesariamente una pérdida de producción.
- b) La detención de un centro que no trabaje a plena capacidad puede provocar pérdidas de producción si el tiempo de detención es superior al tiempo necesario para que un centro, ubicado detrás, en la línea de producción y que trabaje a capacidad máxima, consuma el stock existente de material intermedio. Ej. : Si el centro N° 3 se detiene por más de un cierto número de horas, los centros 13 al 27 se consumen el mineral almacenado en el stock y comienza la pérdida de producción.

2. CAMBIOS DE ESTADO PARA RECUPERAR PRODUCCION

Los centros que trabajan a capacidad máxima los días que operan, pero no lo hacen todos los días de la semana, pueden cambiar de estado para recuperar la eventual pérdida de producción, a un costo superior al costo de producción normal. Ej. : Los centros relacionados con las Minas Chuqui y Sur trabajan de lunes a sábado y ante una eventual detención, para recuperar producción pueden trabajar sobretiempo los días domingos.

3. NO HAY PERDIDAS DE PRODUCCION

Los centros que en su operación normal tienen una cierta capacidad ociosa pueden recuperar producción a costo marginal cero, bajo algunas condiciones bien definidas. Ej. : Algunos circuitos de Refinería N° 1, en el período actual de ER pueden recuperar un cierto número de horas de detención a costo cero, sobre ese tiempo cambia de estado y se producen pérdidas.

ANEXO N° 3

R E S U L T A D O S

[illegible]

## CONT. CENTROS EN OP....

[illegible]





## MEGAWATTS LIBERATUS

## HORA

[illegible]

CONT. MEGAWATTS LIB...

[illegible]

## CONT. MEGAWATT LIP....

[illegible]



POTENCIA TOTAL LIBERADA ( MEGAWATTS )

|       |       |       |       |       |       |       |       |       |       |       |       |       |       |       |       |
|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|
| 10.37 | 10.27 | 10.17 | 10.21 | 10.37 | 10.14 | 10.37 | 10.14 | 10.37 | 10.34 | 10.37 | 10.14 | 10.37 | 10.21 | 10.69 | 10.14 |
| 10.45 | 10.27 | 10.89 | 10.24 | 10.32 | 10.09 | 10.26 | 10.03 | 10.26 | 10.03 | 10.26 | 10.03 | 10.26 | 10.03 | 10.26 | 10.03 |
| 10.25 | 10.23 | 10.25 | 10.03 | 10.25 | 10.03 | 10.37 | 10.09 | 10.37 | 10.77 | 10.39 | 10.16 | 10.39 | 10.16 | 10.39 | 10.16 |

GASTO: GASTO ACUMULADO

|       |       |       |       |       |       |       |       |       |       |       |       |       |       |       |       |
|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|
| 252   | 354   | 574   | 1397  | 2344  | 4009  | 4784  | 6149  | 7124  | 8321  | 9277  | 10461 | 11437 | 12260 | 13313 | 15450 |
| 17094 | 18830 | 20264 | 21373 | 22165 | 22962 | 24104 | 25529 | 26755 | 28170 | 29425 | 30850 | 32086 | 33511 | 34746 | 36171 |
| 37407 | 38864 | 40100 | 41525 | 42760 | 44185 | 44700 | 45404 | 45918 | 46456 | 50066 | 51865 | 53474 | 55273 | 56982 | 58681 |

Centro 55

Centro 54

Centro 53

Centro 52

Centro 51

Centro 50

Centro 49

Centro 48

Centro 47

Centro 46

Centro 45

Centro 44

Centro 43

Centro 42

Centro 41

Centro 40

Centro 14

Centro 13

Centro 12

Centro 11

Centro 10

Centro 9

Centro 8

Centro 7

Centro 6

Centro 5

Centro 4

Centro 3

Centro 2

Centro 1

|       |       |       |       |       |       |       |       |       |       |       |       |       |       |       |     |
|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-----|
| 10-43 | 10-27 | 10-43 | 10-79 | 10-37 | 10-17 | 10-79 | 10-34 | 10-37 | 10-79 | 10-26 | 10-37 | 10-79 | 10-95 | 10-37 | 10- |
| 0.    | 0.    | 0.    | 1.    | 1.    | 2.    | 3     | 3.    | 4.    | 5.    | 6.    | 6.    | 7.    | 8.    | 9.    | 9.  |
| 1.    | 1.    | 2.    | 3.    | 4.    | 5.    | 6.    | 7.    | 8.    | 9.    | 10.   | 11.   | 12.   | 13.   | 14.   | 15. |







CIRCON EN LOS MANTOS CARBONIFEROS DE SCHWAGER  
=====

Autores:

A. M. SOTO

E. A. DE SIEGEL

UNIVERSIDAD DE CHILE  
=====



## RESUMEN

Se ha detectado la presencia de circones hafníferos en las areniscas intercaladas en los mantos carboníferos de Schwager, íntimamente entrecrecidas con U, Ti, Fe, Th, Ca y Mg. Los cristales de circón varían - de bipiramidales de color rosa - café a cristales anhedrales de color café. La granulometría del circón está comprendida entre 18 y 30  $\mu$ m. En los cristales más alterados (zonados) se observa una zona cristalina homogénea fuertemente birrefringente y una parte central amorfa e isotrópica. En los circones cristalinos se detecta principalmente Ca, Mg y Fe; en los más alterados U y Th. El porcentaje de Zr en las areniscas es de 260 ppm y el Hf 6,6 ppm.

## INTRODUCCION

La Mina de carbón de Schwager está ubicada en la VII Región del Bío Bío, Provincia de Concepción, puerto de Coronel, a unos 500 km. al sur de Santiago y a 35 km. al sur de Concepción. A raíz de análisis cualitativos se detectó la presencia de circón con contenidos de elementos de importancia tales como Hf, U, Th y otros menores como Ca, Mg, Fe y Al.

El objeto de esta investigación es iniciar un detallado estudio de los circones de Schwager mediante el cual se caracterizará este mineral, como asimismo su ocurrencia y metodología analítica de análisis, teniendo al aprovechamiento integral del contenido del Zr y Hf a fin de lograr una recuperación económica de estos elementos para fines industriales.

## OCURRENCIA

Los circones ( $ZrSiO_4$ ), ocurren como cristales aislados de hábito prismático de un largo comprendido entre 18 y 30 micrones, por un ancho - que varía entre 7 y 10 micrones, o en agregados anhedrales incluidos en los constituyentes de las areniscas. La arenisca de grano fino y tonalidad verdosa está formada por cuarzo, feldespatos, biotita y muscovita, principalmente, cementadas con escasa matriz de origen arcilloso y ferruginoso. Los feldespatos lo mismo que la biotita se presentan fuertemente alterados a sericita y clorita respectivamente.

Debido al tamaño microscópico de los cristales y a la naturaleza de su ocurrencia, los circones de Schwager fueron analizados en diversas muestras, a veces concentradas por líquidos densos, preparadas específicamente para este estudio.

## PROPIEDADES FISICAS

La morfología de los circones de Schwager como se observó en secciones pulidas y delgadas son variables, se detectó variedad de formas subeuhedrales entre bipiramidales de tonos café rosáceo y agregados esqueléticos anhedrales llenando intersticios entre cristales de cuarzo granular feldespatos y micas.

La estructura interna y composición de circón presenta ligeras -



anomalías lo que concluye de la observación de gradientes de reflectividad siendo levemente más baja hacia el interior del cristal. En secciones delgadas se observan variaciones importantes de birrefringencia y diferencias en los índices de refracción. Los índices de refracción varían entre  $n > 1.80$  en las zonas más claras y  $n = 1.70$  en las zonas oscuras.

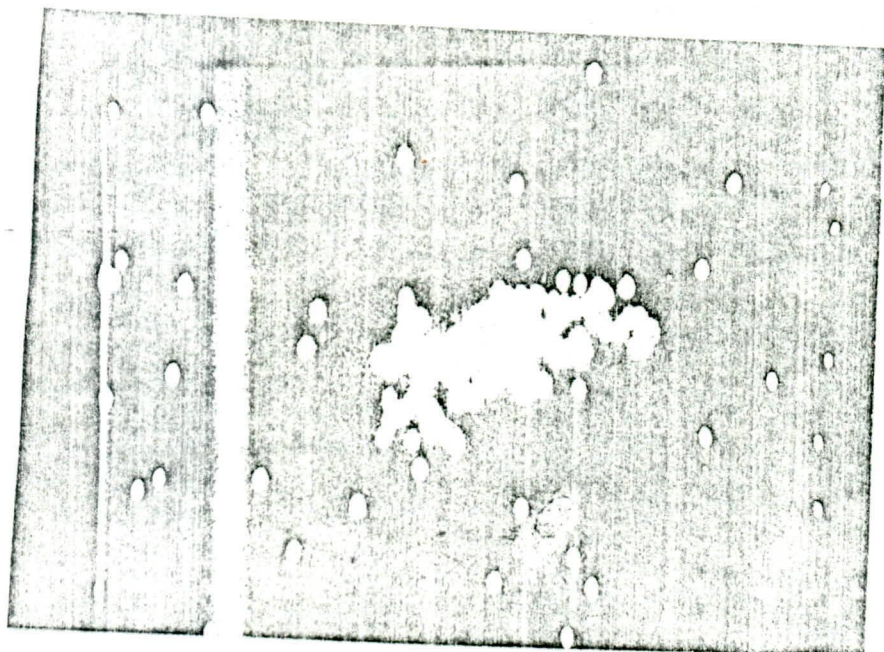
Debido a la heterogenidad de las propiedades antes mencionadas no se estudió otras propiedades físicas.

#### ANÁLISIS POR MICROSONDA ELECTRÓNICA

Se utilizó la microsonda electrónica para analizar cuantitativamente los principales elementos detectados en los circones.



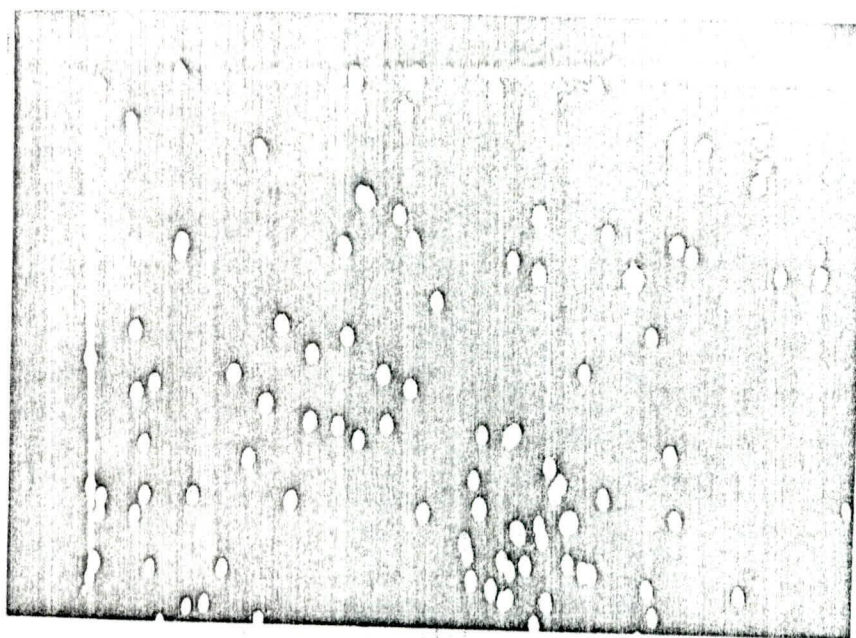
En la Microfotografía N° 1 se observa un cristal de circon incluido en feldespatos. La zona corresponde al área estudiada por el barrido electrónico (40  $\mu\text{m}$ ):



Fotografía N° 2  
Distribución de  
Zr en la zona  
estudiada.

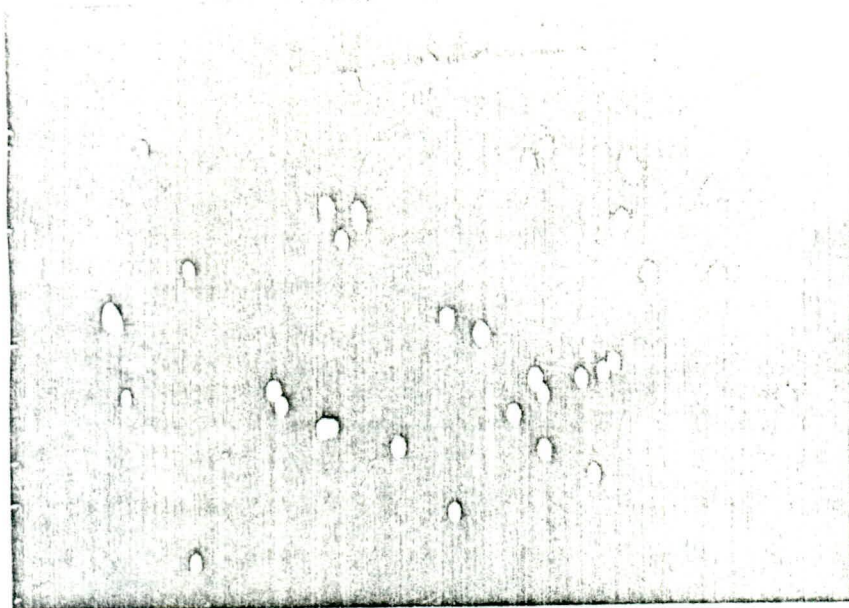


Fotografía N°3  
Distribución de  
Si.

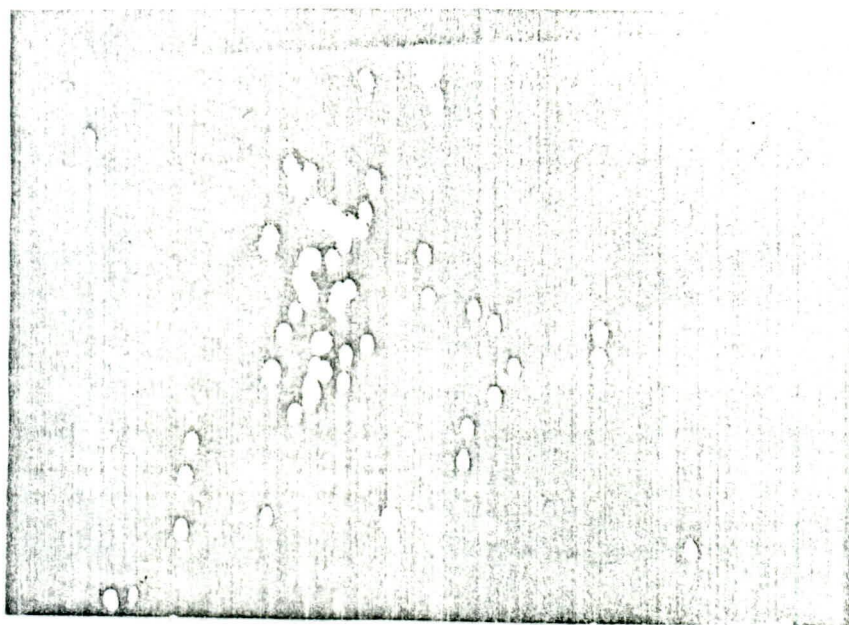


Fotografía N°4  
Distribución de  
Ca.



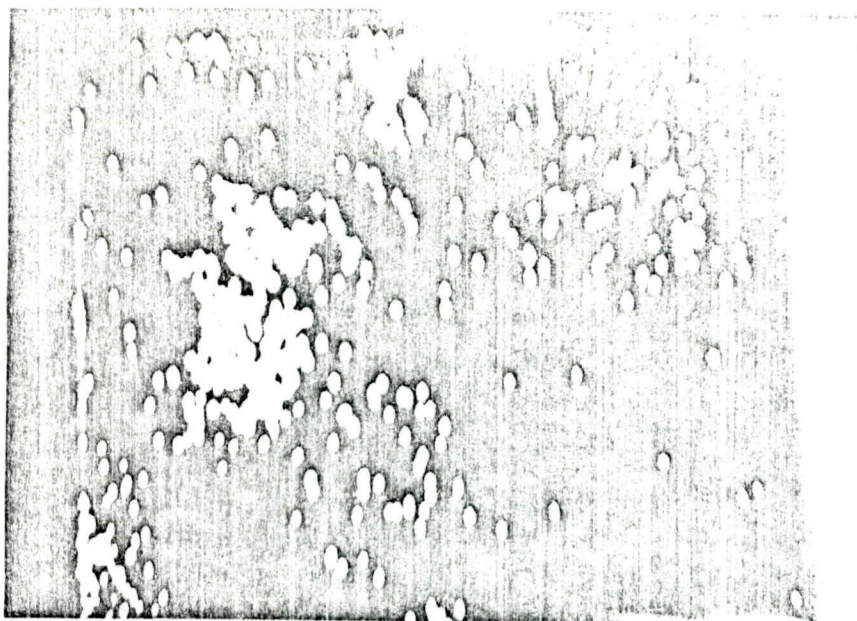


Fotografía N°5  
Distribución de  
Ti en la misma  
zona barrida.



Fotografía N°6  
Distribución  
de Mg.

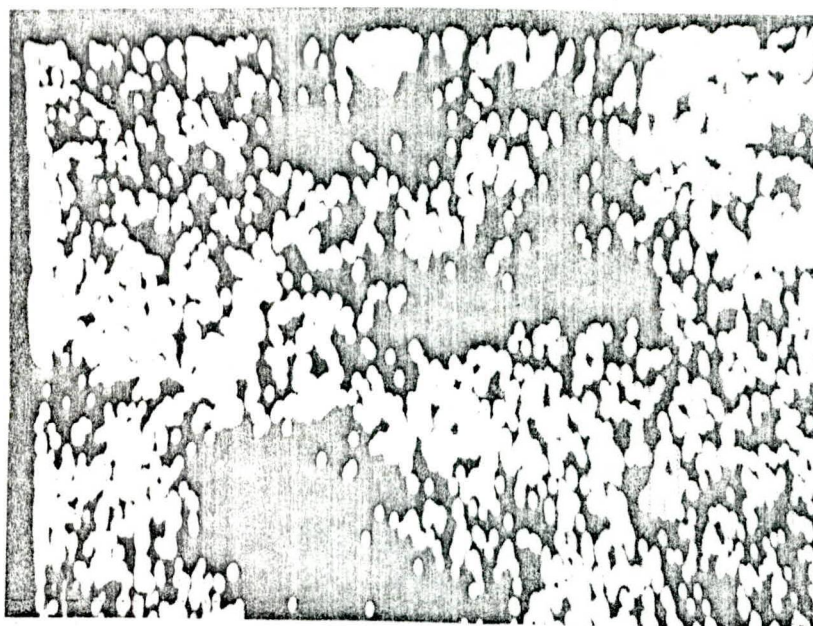




Fotografía N°7

Distribución

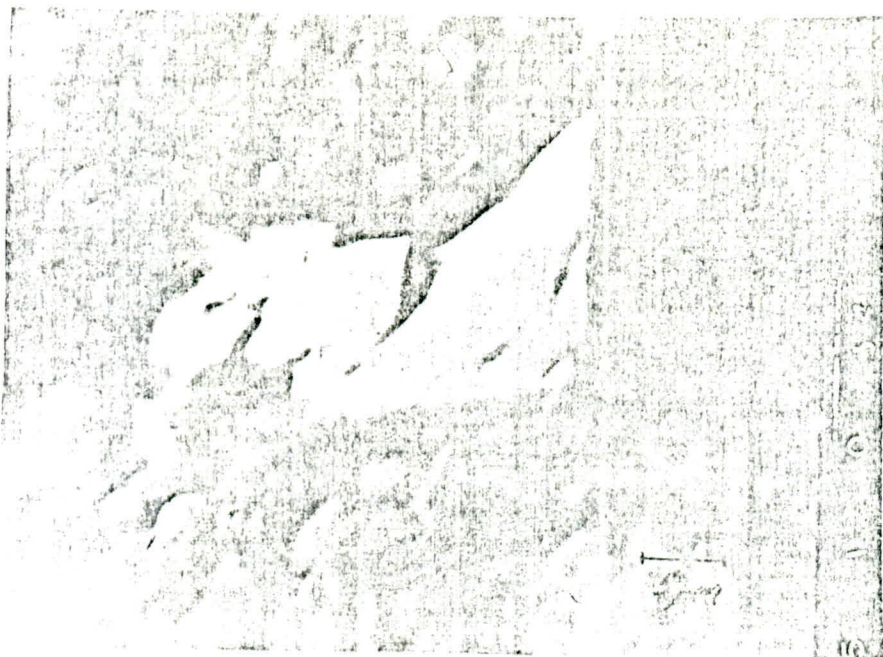
Fe.



Fotografía N°8

Distribución de

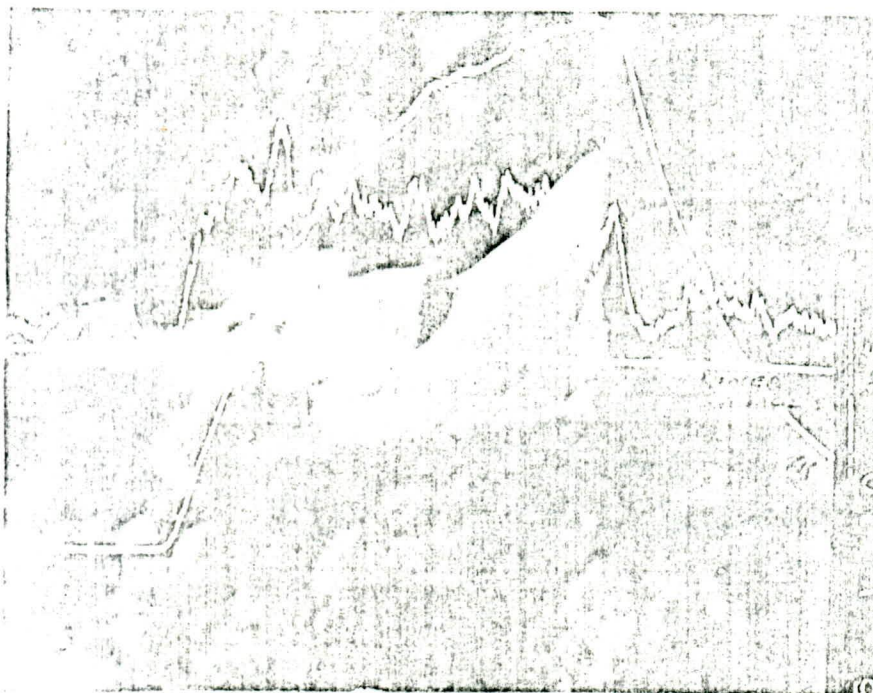
Al.



Fotografía N° 9

Cristal de Circón  
en Sección Pulida  
(1000 x).

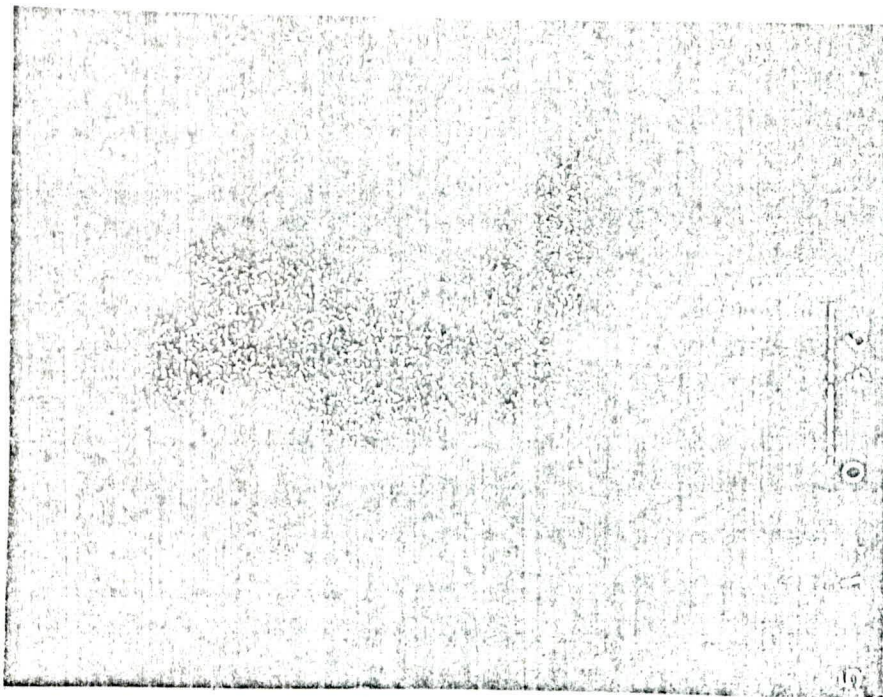
Las distintas coloraciones de grises indican diferentes reflectividades dentro del cristal.



Fotografía N° 10

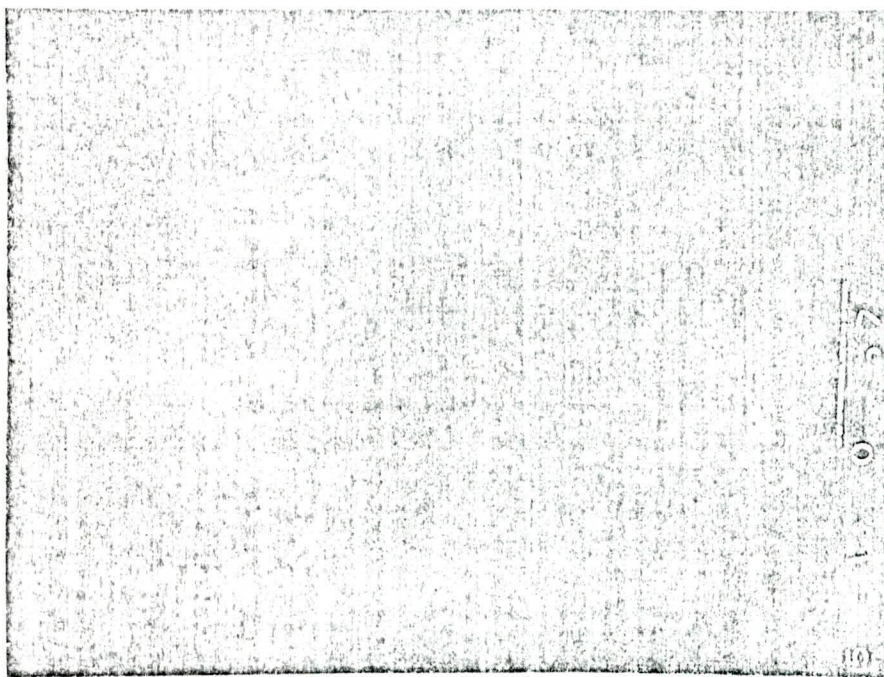
Línea de Análisis y  
banda de Zr y U.





Fotografía N° 11

Imágen de barrido  
por Zr.



Fotografía N° 12

Imágen de barrido  
por U.



### METODO ANALITICO:

Se efectuó un muestreo sistemático en el manto N°2 frente 726 de la Mina Schwager, se escogió un set de muestras provenientes del piso y techo del manto. Se determinaron cualitativamente los elementos presentes en cada una de ellas mediante un barrido por fluorescencia de Rayos X, en un espectrómetro Philips PW 1212.

Los resultados obtenidos para la muestra tipo escogida clasificada como "Maestría Principal Arenisca Piso Manto" fueron:

#### Condiciones Generales de Operación:

- Fuente de emisión : Anodo de cromo
- Excitación del Anodo : 60 kv y 16 mA
- Cristal Analizador : LIF Y EDDT
- Detector : Centelleo y flujo (vacío)
- Sensibilidad :  $2 \times 10^3$
- Elementos encontrados : Te-Sn-Pd-Cd-Ag-Zr-Sr-U-Rb-Pb-Zn-Cu-W-Ni-Fe-Ti-Ca-K-S-Al-Cl-Si.

#### Determinación Cuantitativa de Circonio:

Se utilizan dos técnicas analíticas instrumentales competitivas para la cuantificación de este elemento, ellas fueron:

- Fluorescencia de Rayos X, en tratamiento directo con las muestras sólidas.
- Espectrometría de Emisión en Plasma Argón para análisis en las soluciones obtenidas de la disgregación de los sólidos.

Los resultados encontrados para el set de muestras extraídas del techo y piso del manto varían entre 180 ppm (0,018%) y 260 ppm (0.026%).

Otros elementos de interés analizados cuantitativamente por Absorción Atómica fueron:

Ca (0.80 - 2.15%); Fe (2.66 - 5.81%); Mg (0.23 - 0.76%); Ti (0,21 - 0.32%) y por Activación Neutrónica : U(2.10 - 3.30 ppm); Th(4.40 - 11.8 ppm) y Hf(4.12 - 6.60 ppm).

### CONCLUSIONES:

- Los circones de Schwager fueron encontrados en un mismo contexto geológico y mineralógico a saber, en las areniscas encajadas en los mantos carboníferos en asociaciones con minerales de estas areniscas.
- Existen relaciones texturales variables en los circones, controlados principalmente por el estudio de sus propiedades ópticas (reflectividad, birrefringencia e índice de refracción).

- El zonamiento observado en algunos circones está directamente relacionado con la presencia de U y Th, elementos que se presentan formando parte de la estructura cristalina del circón.
- Existen algunas variaciones de composición entre los circones cristalinos y aquellos alterados. En los alterados hay un predominio de elementos tales como Ca, Fe, Mg y Al, introducidos probablemente en un proceso de alteración hidrotermal y a su vez una lixiviación de Zr y Hf.
- El origen del Ti en el circón es discutible, no se estudió mayormente su presencia.

#### BIBLIOGRAFIA

- 1.- W.B. BLUMENTHAL  
The chemical behavior of Zirconium. D. Van Nostrans Company, inc. Princeton, New Jersey.
- 2.- P.E. FIELDING  
The distribution of Uranium, Rare Earths, and color centers in a Crystal of natural Zircon. The American Mineralogist, Vol 55, - March-April, 1970, pp. 428-440.
- 3.- F. FONTAN; P. MONCHOUX; F. AUTEFAGE  
Présence de zircons hafnifères dans des pegmatites granitiques - des Pyrénées Ariégeoises, leur relation avec les niobo-tantales. Bulletin Mineral (1980) 103. 88-91.
- 4.- O. VON KNORRING; G. HORNING  
Hafnians Zircons  
Nature, June 17, 1961. Vol 190. pp. 1098-1099.
- 5.- A.A. LEVINSON; R.A. BORUP  
High hafnium zircon from Norway. The American Mineralogist, Vol 45, May-June, 1960. pp 562 - 565.
- 6.- J. RUSTE  
Le Microanalyseur à sonde électronique  
Initiation aux calculs de corrections.  
Centre des Materiaux de l'école de Mines de Paris. Mai 76.







ARRANQUE MECANIZADO EN MANTOS DE CARBON  
DE BAJA POTENCIA

Autor :  
Ing. Sr. Jorge Contreras C.

E N A C A R S. A.



## RESUMEN

La Empresa Nacional del Carbón (ENACAR S.A.), cuenta actualmente con cinco yacimientos carboníferos ubicados en la Provincia de Arauco, VIII Región. Ellos son Lota, Schwager, Colico Sur, Trongol Norte y Lebu, con los que alcanza una producción total promedio de 1.000.000 toneladas anuales. La Mina Schwager opera con administración independiente como Empresa Filial.

Mina Lota, el principal productor, alcanza producciones promedios de 500.000 - 600.000 toneladas anuales. Hasta hace un par de años atrás, se suponía que la potencia mínima explotable, en mantos de carbón, era de 0,75 m. El Departamento de Geología utilizaba esta potencia límite para las cubicaciones de reservas.

Sin embargo, en Agosto de 1979, en el Distrito Laraquete de Lota, se inició la explotación de Frente Experimental 1041, en un manto 4 que presentaba como potencia promedio: 0,60 m., con el objeto de probar la factibilidad técnica de extracción de reservas de baja potencia.

Los análisis previos a la materialización del proyecto, decidieron a la Sub-Gerencia División Producción a montar un frente totalmente mecanizado, utilizando para ello fortificación marchante autodesplazable y arranque mecanizado con un mini-shearer.

La explotación del 1041, no contemplado en los programas de producción, entregó un total de 22.150 toneladas, respecto de las 17.550 toneladas que contempla el proyecto original; demostrando con ello lo exitoso de la experiencia.

Este éxito, posibilitó la incorporación del Manto 4 a la lista de carbones explotables y abrió interesantes perspectivas técnico-económicas para la explotación mecanizada de mantos de baja potencia. El manto 4 corresponde a un carbón de tipo metalúrgico.

El presente trabajo tiene por objeto resumir los criterios utilizados para la selección de equipos, factibilidad técnico-económica y resultados obtenidos en la gestión del Frente Experimental 1041.

### 1 Antecedentes

#### 1.1 Geología

El yacimiento Lota, se extiende bajo el Golfo de Arauco; aflora en la costa, donde comenzó la explotación y profundiza con un manto de 20° a 23° hacia el Oeste.





La extensión completa del yacimiento no se conoce por el hecho que el único reconocimiento accesible es mediante trabajos subterráneos, dada su situación totalmente submarina.

Es por esta razón, que las reservas sólo muestran una pequeña parte de lo que tiene aún el yacimiento.

El miembro Lota contiene nueve mantos principales de carbón terciario (eoceno), de diferentes calidades.

Los mantos considerables como explotables son tres, con potencias variables entre :

|         |                  |
|---------|------------------|
| Manto 2 | 0,90m. a 1.50 m. |
| Manto 3 | 2,15 m.a 2,95 m. |
| Manto 5 | 0,90m a 2,00 m.  |

El espesor de las capas de estéril que separa los mantos de carbón es de unas decenas de metros y están compuestas, principalmente, por areniscas y arcillolitas.

El esquema estratigráfico se puede apreciar en la Figura 1. De acuerdo a esta disposición, al explotar un sector, existirá cierta infraestructura básica de equipamiento y accesos, de modo que las necesidades de desarrollos e infraestructura se ven reducidos al incorporar un nuevo manto en la explotación.

## 1.2 Reservas

De acuerdo al último estudio de reservas, (mayo - 1982) las reservas con que cuenta la Mina Lota, son las siguientes :

| Manto | Probadas  | Probables | Posibles  | Inferidas | Total      |
|-------|-----------|-----------|-----------|-----------|------------|
| 2     | 476.650   | 594.800   | 612.050   | 1.287.750 | 2.971.250  |
| 3     | 512.250   | 1.578.650 | 1.574.900 | 1.783.400 | 5.029.200  |
| 4 (*) | 386.100   | 205.550   | 332.500   | 332.300   | 1.254.450  |
| 5     | 185.200   | 438.500   | 743.500   | 434.900   | 1.801.600  |
| TOTAL | 1.560.200 | 2.397.000 | 3.260.950 | 3.838.350 | 11.056.500 |

- (\*) En la última cubicación de reservas se consideró el Manto 4, dados los resultados obtenidos con la explotación del Frente 1041.

### 1.3 Calidad de los Carbones Explotados

En cuanto a la calidad se tienen dos tipos de carbón :

- Carbones de uso térmico, cuyas características son :

|                        |               |   |                |
|------------------------|---------------|---|----------------|
| Contenido de cenizas   | 10%           | a | 17%            |
| Contenido de Azufre    | 2%            | a | 3%             |
| Indice de hinchamiento | 2             | a | 4              |
| Poder calorífico       | 6.500 Kcal/kg | a | 7.500 Kcal/kg. |

En este rango se encuentra Manto 2 y Manto 3.

El valor de estos carbones depende de un calibre o tamaño y en promedio es de 62 US\$/ton., en 1982

- Carbones de uso metalúrgico, con :

|                        |               |   |               |
|------------------------|---------------|---|---------------|
| Contenido de cenizas   | 4%            | a | 7%            |
| Contenido de Azufre    | 0,7%          | a | 1,3%          |
| Indice de Hinchamiento | 3             | a | 5             |
| Poder calorífico       | 7.700 kcal/kg | a | 8.000 Kcal/kg |

Los mantos que cumplen estas características son el 4 y el 5. El valor de este tipo de carbón está sobre los 80 US\$/ton., en 1982.

### 1.4 Sistema de Explotación

Mina Lota, utiliza el sistema de explotación - "Long Wall", que consiste en avanzar un frente largo, 100 a 200 metros en el manto, rellenando-se el vacío producido por la explotación con el derrumbe de las capas de estéril inmediatamente superiores. La comunicación del frente con el resto de la Mina se hace mediante dos galerías, una superior y otra inferior, llamadas Maestras.

La explotación es secuencial, vale decir se explota primero un manto, luego el inferior y así sucesivamente. Esto significa, que con el arranque del primero de ellos se puede conocer las características estructurales, por la proyección de fallas geológicas encontradas y las propias de cada manto, por la posibilidad de efectuar sondajes desde las galerías desarrolladas.

En cuanto a posibilidades de mecanización se tiene dos tipos de explotación :



Tradicional : Consiste en el sistema "Long Wall" con arranque manual del carbón por medio de barreteros. La fortificación del frente es llevada con vigas metálicas y postes hidráulicos, los cuales también son desplazados manualmente al avanzar la explotación.

Mecanizada : También es llevada por el sistema "Long Wall", pero en este caso la fortificación es del tipo autodesplazable, y accionada en forma totalmente hidráulica. El arranque mecanizado del carbón es hecho por medio de Cepillo o Shearer (Ver Fig. 2).

Las diferencias más importantes entre ambos sistemas están en la menor cantidad de mano de obra requerida, mejores rendimientos y alto nivel de seguridad en el trabajo con el sistema mecanizado, y un bajo nivel de inversiones y equipamiento en el sistema tradicional.

## 2. Características e Importancia del Manto 4

Las características físico-químicas de mayor relevancia del carbón de Manto 4 son :

|                                       |                        |
|---------------------------------------|------------------------|
| Ceniza (Base seca)                    | 6% - 8%                |
| Azufre (Base seca)                    | 0,50 - 0,60            |
| Poder calorífico Superior (base seca) | 7.500 - 8.000 Kcal/Kg. |
| Indice de hinchamiento libre          | 4 - 4,5                |

Estas características lo sitúan dentro de los carbones de tipo metalúrgico de uso en la siderurgia. Por esta razón es de mayor valor comercial en relación a los de uso térmico.

La distancia que separa los mantos obliga a construir infraestructuras de acceso independiente, una para la explotación de los mantos 2 y 3 y otra para manto 5 (antes de la explotación manto 4), pero al explotar manto 4, las inversiones en desarrollos son mínimas, dado que utiliza los mismos accesos de manto 5.

Finalmente, la calidad y magnitud de las reservas de manto 4, el bajo costo de inversión en desarrollo asociado a su explotación, decidió el estudio y posterior implementación de un frente experimental en el cual se pudieran subsanar los problemas técnicos que habían impedido anteriormente su explotación en forma económica.

### 3. Factibilidad Técnico-Económica para la Explotación de Manto 4.-

La elección del sistema de arranque, selección de equipos complementarios y condiciones físicas de trabajo, se definieron en función de recursos existentes y análisis de las condiciones operacionales, generadas en situaciones similares de trabajo.

Las alternativas estudiadas, factibles de ser implementadas, se centraron principalmente en los siguientes sistemas de arranque :

- i) Convencional
- ii) Mecanizado

#### 3.1 Método Convencional;

Dentro de los sistemas convencionales se descartó el método Martillo y Disparo por las condiciones de trabajo extremadamente difíciles (potencia 0,60 m.) que se generan y que son inherentes al sistema.

Las posibilidades de éxito estarían centradas en el método Circa y Disparo, en el que se obtendría una altura de trabajo de 0,80 m., circando el piso, en estéril, y llevando fortificación hidráulica con postes unitarios. Si bien es cierto que se cuenta con antecedentes de trabajo con alturas similares, se observan las siguientes dificultades de orden operacional :

- a) Operación Circa en tosca, no ofrece seguridad en cuanto a continuidad de trabajo.

La eficiencia de equipos de circado es afectada por la exigencia que significa operar en tosca; sobrecargas, escasa maniobrabilidad, consumo excesivo de "cuchillos" de corte, pérdidas de tiempo por "empicar", etc.

- b) Operación Recuperación Fortificación : Los postes hidráulicos en existencia soportan cargas puntuales de 20 a 25 toneladas. Con cargas superiores comienza la cedencia de estos elementos. Se consideró que para una altura de trabajo de 0,80 m. la carrera queda reducida a 10 cm., posteriormente, se produce el bloqueamiento de la fortificación. En estas condiciones la recuperación de dichos elementos es bastante deficiente, llegando incluso a la destrucción del poste. Esta situación toma vital importancia si se considera, además, que el manto a



explotar se encuentra entre capas de carbón - extraídas con anterioridad, por lo cual se esperan índices de convergencia significativos.

Si se agrega a estas dificultades el hecho que un frente convencional de este tipo no tiene - posibilidades de avance superior a 1,25 m. por turno de producción (avance máximo del método) y que las dotaciones necesarias para su operación no dan lugar a obtener expectativas favorables en cuanto a rendimientos, se estimó que si bien, como alternativa es factible, dejó al descubierto serias interrogantes e incertidumbre en cuanto a una explotación eficiente.

### 3.2 Método Mecanizado

Existe un buen número de antecedentes de explotación con frentes de arranque mecanizado. Un análisis de las condiciones y parámetros de operación entregados por la explotación de éstos, permite - definir las variables fundamentales que deben considerarse para decidir la mecanización.

Estas variables se pueden clasificar en :

- a) Geológicas :
  - Incertidumbre en la continuidad de área a explotar.
  - Competencia de la estratificación Sub y Supra yacentes.
  - Dureza del carbón e incrustaciones o intercalaciones.
- b) De orden Técnico Operacional :
  - Factor de Operación Equipo arranque
  - Velocidad de corte
  - Largo Optimo del Frente

En la explotación del Manto 4, se tienen los siguientes antecedentes con respecto a las variables:

- Incertidumbre : Se conoce el manto a explotar en toda su extensión, permitiendo proyectar el área a arrancar con absoluta certeza (Ver Figura Nro. 3).
- Calidad o Competencia de Estratificación sub y suprayacentes. Estadísticas nos indican que -- cuando la competencia de la estratificación circundante no ha sido favorable, se han observado



factores de operación que no superan el rango de 20 - 25%.

En el caso del Frente 1041, el piso está constituido por arenisca grano grueso, bastante competente que permite buen horizonte de corte. El techo está formado por arcillas de competencia media, por lo que se recomienda aplicar sistemas de fortificación de alta densidad.

- Dureza del carbón e intercalaciones :

Por otro lado, cuando han existido intercalaciones y/o incrustaciones en el manto, se ha tenido como resultado bajas velocidades de corte en los equipos de arranque.

Manto 4 se define como carbón duro, con ausencia total de intercalaciones e incrustaciones.

Estas condiciones generan un campo con posibilidades para el arranque mecanizado con Shearer, equipo cortante recomendado y probado con éxito en carbones duros y buen horizonte de corte. Aunque los cepillos son recomendables en bajas potencias, este equipo fue desechado por tener dificultades para operar en carbones duros.

- Factor de Operación : Se define como factor de operación al cociente entre Tiempo Efectivo y Tiempo Disponible de operación.

Para obtener altos factores de operación del equipo cortante, es imprescindible que éste opere asociado con un equipo de fortificación de gran eficiencia.

Esta consideración definió, como fundamental, el empleo de fortificación marchante que presenta las siguientes ventajas : Maniobrabilidad en potencias bajas; resistencia al límite de cedencia de 40 toneladas/poste; alto factor de seguridad para usuarios y eficiencia mecánica notable.

- Velocidad de Corte : Aún cuando esta variable pierde importancia ante factores de operación altos, se consideró la utilización de tambores de corte de diferentes diámetros, para asegurar una velocidad de corte cercana al valor nominal de equipo, que es 5 m/min.

- Longitud Optima del frente de arranque : Este se decide en la función de parámetros y variables operacionales. Se establece una vez conocidos éstos. Para simplificar el problema, se decidió para el frente experimental un largo de 100 m.

Estas condiciones definieron el equipamiento para un frente mecanizado:

- Equipo Arranque : Mini - Shearer, con tambor optativo de 28" o 33" de diámetro.
- Equipo Fortificación : Pilas autodesplazables.

Para ambas alternativas se consideraron equipos complementarios : cintas transportadoras, sistema de avance maestras, abastecimiento, etc.; similares. No tiene mayor incidencia en la factibilidad técnica de arranque, por lo que se mantienen las características de sistemas y equipos tradicionales y probados en la Mina.

### 3.2.1 Resumen y Equipamiento de Alternativa Técnica de Producción.

Para efectuar la Factibilidad Económica se compararon las alternativas anteriores, resumidas en :

#### Explotación Convencional

- Características del frente :

|                           |                                     |
|---------------------------|-------------------------------------|
| Longitud                  | 100 m.                              |
| Potencia media            | 0,60 m.                             |
| Recorrido                 | 260 m.                              |
| Altura mínima trabajo     | 0,75 m.                             |
| Avance por ciclo          | 1,25 m.                             |
| Tonelaje limpio por ciclo | 34 Ton.                             |
| Tonelaje total            | 17.550 Ton.                         |
| Duración del frente       | 8 meses                             |
| Metros desarrollo         | 240 m.                              |
| Metros/1000 Ton.          | 13.67                               |
| Fortificación :           | Sistema lineal, doble poste (Fig.4) |
|                           | Postes hidráulicos, Gullick         |
|                           | Dobson, 25 Ton.                     |
|                           | Vigas metálicas, Wanheim            |
|                           | 1,25 m.                             |



- Dotación por ciclo :
 

|                   |                            |
|-------------------|----------------------------|
| Turno explotación | 28 obreros y 6 empleados   |
| Turno preparación | 43 obreros y 7 empleados   |
| Dotación total    | 71 obreros y 13 empleados. |

Total : 84 HT

Rendimiento 1.000 Kg/HT.

- Equipamiento :
  - 1 Transporte de cinta, 30 pulgadas de ancho, con motor de 60 HP.
  - 1 Transportador Blindado de cadenas PFO, 80 m. de longitud y grupo motriz de 45 HP.
  - 1 Transportador Blindado de cadenas, PFOO, 100 m. de largo y 2 grupos motrices de 30 HP. cada uno.
  - 1 Circadora Anderson Boyer, de 15 pulgadas de alto y motor de 80 HP.
  - 2 Huinches neumáticos de 30 y 15 HP.
  - 1 Huinche eléctrico de 10 HP.
  - 1 Transformador eléctrico de 200 KVA.
  - 1 Seccionador de Baja Tensión, 500 Volts.
  - 6 Partidores automáticos, 500 Volts.
  - 400 Postes hidráulicos, Gullick Dobson, 32-9
  - 350 Vigas metálicas Wanheim, 1,25 m de largo.

### Explotación Mecanizada

- Características del frente :
 

|                           |            |
|---------------------------|------------|
| longitud                  | 100 m.     |
| Potencia Media            | 0,60 m.    |
| Recorrido                 | 260 m.     |
| Altura mínima trabajo     | 0,77 m.    |
| Avance por ciclo          | 1,80 m.    |
| Tonelaje limpio por ciclo | 127 Ton.   |
| Tonelaje total            | 17.550 Ton |
| Duración del frente       | 5,5 meses  |
| Metros desarrollo         | 240 metros |
| Metros/1.000 Ton.         | 13,67      |

Fortificación Mediante unidades autodesplazables. (Fig. Nro. 2)



- Dotación por ciclo :
  - Turno Explotación 34 obreros y 6 empleados
  - Turno Preparación 47 obreros y 10 empleados
  - Duración total por ciclo 81 obreros y 11 empleados
  - Rendimiento : 1.309 Kg/HT

- Equipamiento :
  - 1 Shearer Anderson Mini y Accesorios, de 80 HP.
  - 1 Bomba Uraca de 30 KW
  - 60 Pilas de Fortificación autodesplazable, Westfalia, tipo K.1.1.
  - 1 Anclaje hidráulico Stefanoise
  - 22 Empujadores Stefanoise
  - 1 Sistema de citófonos
  - 1 Transportador Blindado de cadenas PFl, de 100 metros de largo, con dos grupos motrices de 54 HP.
  - 1 Transportador Blindado de cadenas PFO, con un grupo motriz de 45 HP.
  - 1 Transportador de cinta, 30 pulgadas de ancho y motor de 60 HP.
  - 2 Huinches neumáticos de 30 y 15 HP.
  - 1 Huinche eléctrico de 10 HP.
  - 1 Transformador eléctrico de 350 KVA.
  - 1 Seccionador de Baja Tensión, 500 Volts.
  - 6 Partidores automáticos.

### 3.3 Factibilidad Económica

Al momento de decidir la explotación del Manto 4 se hizo la comparación económica previa de las 2 posibles alternativas :

1. Explotación Convencional
2. Explotación Mecanizada

Los costos presupuestados del estudio previo que se tomaron como antecedentes para decidir la explotación del frente 1041 fueron :

#### Alternativa 1

Método tradicional con Circa y Disparo :



|                                        |                    |
|----------------------------------------|--------------------|
| Desarrollos                            | 11,81 US\$/Ton     |
| Mano de Obra                           | 51,87 "            |
| Madera y Explosivos                    | 4,29 "             |
| Depreciación                           | 2,22 "             |
| Materiales y Repuestos                 | 5,75 "             |
| Energía y Lubricantes                  | 1,60 "             |
| Desarme                                | 1,01 "             |
| <hr/>                                  |                    |
| Costo Total hasta el Tráfico Principal | 78,55 US\$/Ton (*) |
| <hr/>                                  |                    |

#### Alternativa 2

Método Mecanizado con fortificación marchante y shearer :

|                                        |                    |
|----------------------------------------|--------------------|
| Desarrollos                            | 11,81 US\$/Ton     |
| Montaje                                | 1,49 "             |
| Mano de Obra                           | 41,01 "            |
| Madera y Explosivos                    | 3,39 "             |
| Depreciación                           | 3,56 "             |
| Repuestos y Materiales                 | 8,08 "             |
| Energía y Lubricantes                  | 1,54 "             |
| Desarme                                | 1,60 "             |
| <hr/>                                  |                    |
| Costo Total hasta el Tráfico Principal | 72,68 US\$/Ton (*) |
| <hr/>                                  |                    |

El análisis fué hecho hasta la entrega del carbón en el Tráfico Principal de la Mina, ya que, a partir de este punto los costos son similares para ambas alternativas.

De acuerdo a los resultados de esta evaluación - previa, se decidió la Alternativa 2 de explotar - con un sistema mecanizado, por el menor costo asociado, y por la proyección a futuro que ofrece un sistema de tecnología más avanzada.

#### 4. Resultados Obtenidos

Al finalizar la explotación del Frente Experimental - 1041 se hizo una evaluación de los resultados, para verificar la validez de lo proyectado originalmente y sacar conclusiones y decidir acerca del futuro de Manto 4.

Los resultados técnicos, aún cuando se trató de un frente experimental, fueron calificados de óptimos ya que los niveles alcanzados fueron del siguiente orden :

(\*) En moneda del 1ro. de Julio de 1982.



- Se explotó un 126% del tonelaje programado
- Se obtuvo un factor de operación, durante algunos períodos, de un 45%, permitiendo de esta manera - avanzar hasta 3,125 metros/ciclo (174% sobre lo programado).

Esto se tradujo en rendimientos peak de 2.400 Lg/HT con velocidades de corte de 4,6 m/min.

Los resultados de costos, en moneda del 1º de Julio de 1982 fueron :

|                                  |       |          |
|----------------------------------|-------|----------|
| Desarrollos                      | 8,67  | US\$/Ton |
| Montaje frente                   | 1,59  | "        |
| Desarme frente                   | 1,26  | "        |
| Arranque y transporte secundario |       |          |
| Mano de obra                     | 24,50 | "        |
| Materiales                       | 3,98  | "        |
| Energía                          | 1,23  | "        |
| Costo Total en Trafico Principal | 41,23 | US\$/Ton |

En este análisis no está incluida la depreciación.

## 5. Conclusiones

De la explotación del Frente Experimental 1041, se destacan los siguientes aspectos :

- Aún cuando se trató de un frente experimental, se lograron altos niveles de rendimiento y eficiencia, los que son susceptibles de mejorar gracias a la experiencia obtenida.
- Las expectativas de mano de obra requerida fueron sobrepasadas ampliamente. Este hecho reviste especial importancia al ser el ítem más relevante en la composición del costo.
- Quedó demostrada la factibilidad técnica de la explotación de mantos carboníferos de baja potencia con la utilización de equipos mecanizados.
- El costo marginal de operación del frente, justifica plenamente la explotación de este manto en otros sectores, costo que aún debe reducirse por la mayor recuperación que se espera en otros frentes del mismo tipo.
- Con estos resultados, aumentó la cantidad y la calidad de las reservas, por tratarse de un carbón



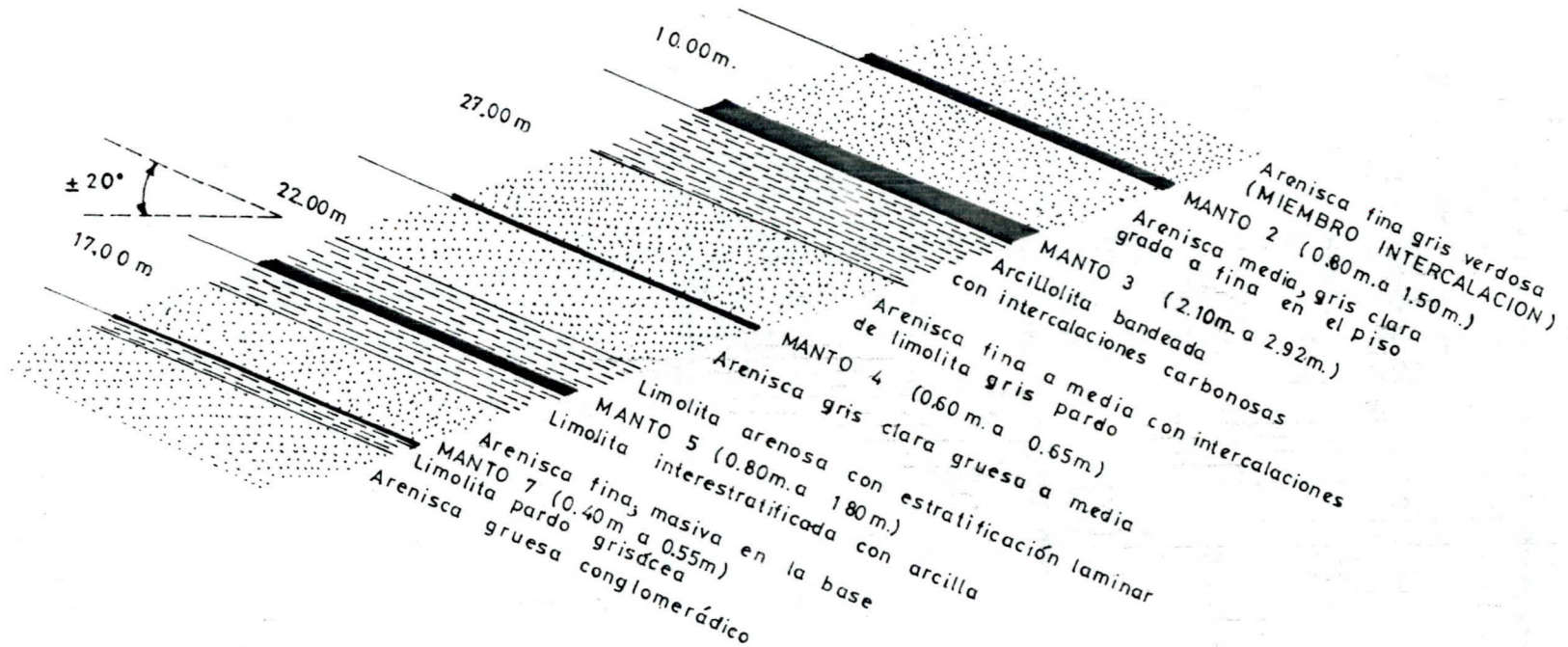
de tipo metalúrgico.

- Los resultados obtenidos han llevado a revisar la factibilidad técnica de utilización de otros equipos de arranque mecanizado que existen actualmente en la Empresa.

~~~~~

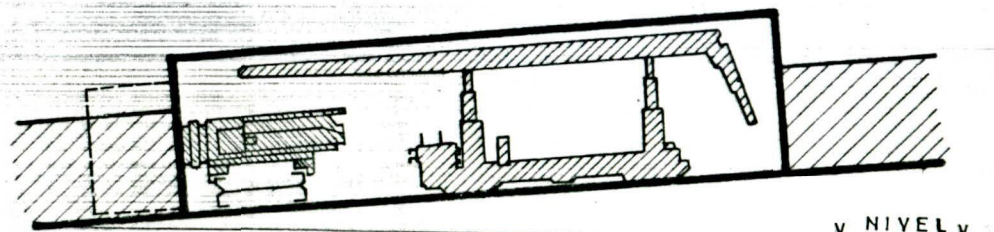
FIG. N° 1

PERFIL ESTRATIGRAFICO MIEMBRO LOTA



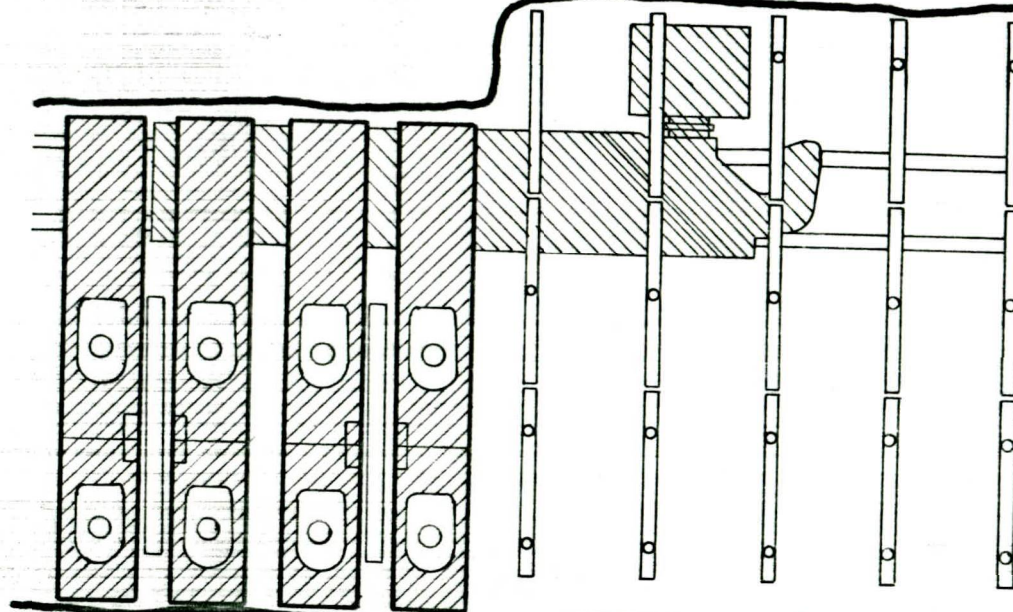
APERTURA

FIG. N° 2



ESC 1:50

y NIVEL y



ESC 1:50

ANCLAJE SUPERIOR

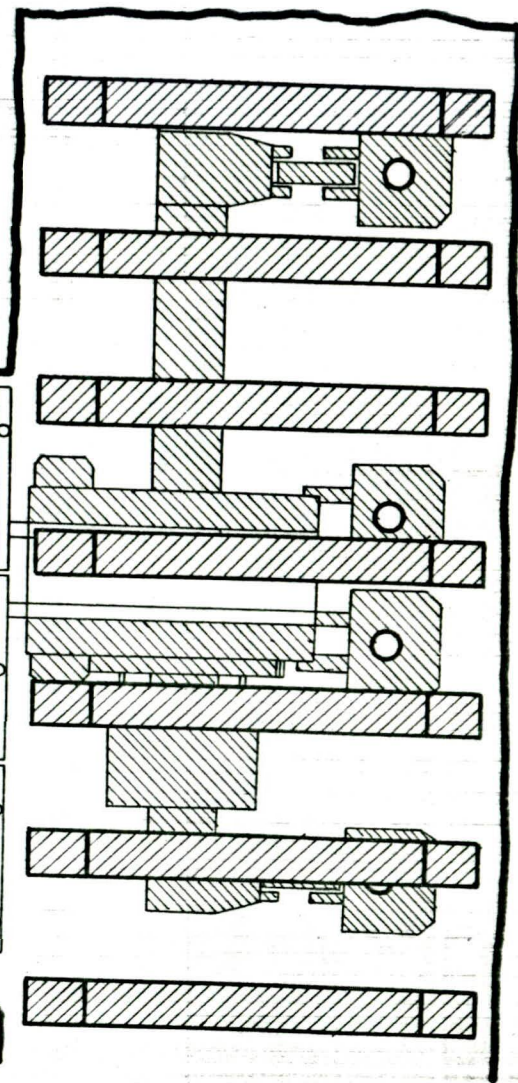


FIG. N° 3

PLANO DE UBICACION

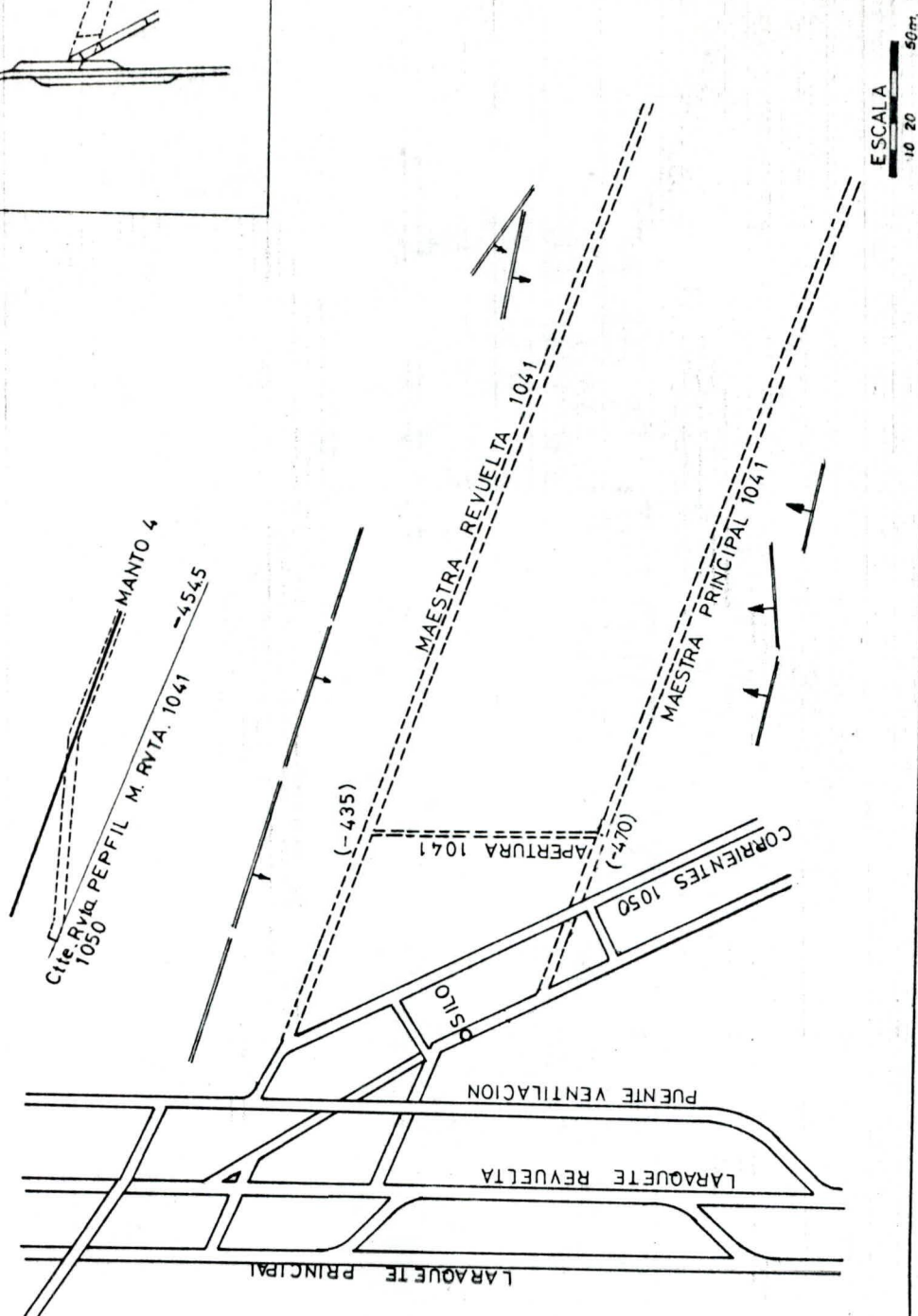
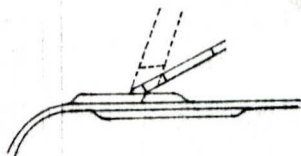
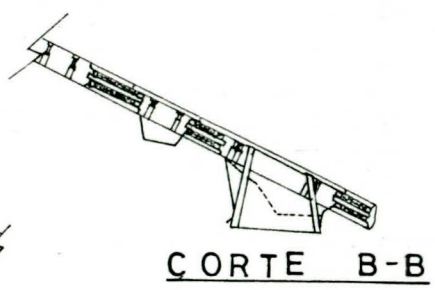
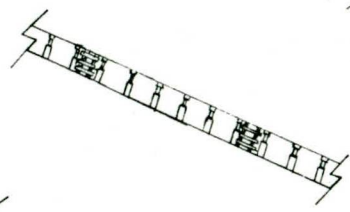
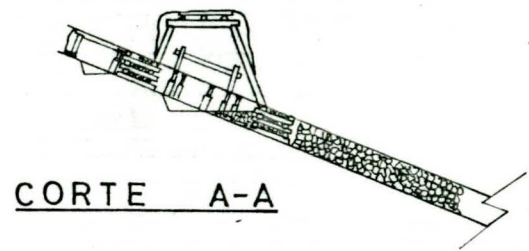
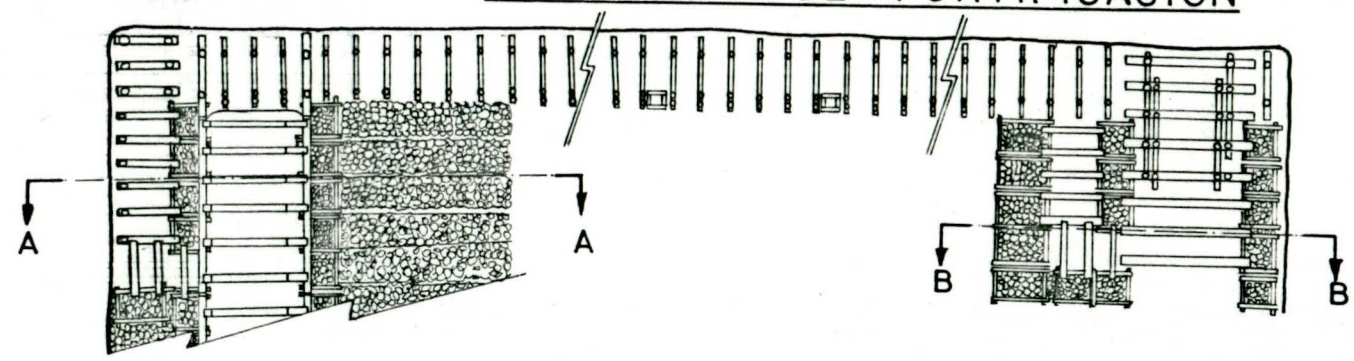


FIG. N° 4

MAESTRA 1041

ESQUEMA DE FORTIFICACION



DESARROLLO Y TENDENCIAS EN EQUIPOS PARA MINERIA
SUBTERRANEA.

Autor:

ANDRZEJ ZABLOCKI

ATLAS COPCO
=====

INTRODUCCION

Al discutir sobre equipos y métodos de explotación en Sudamérica, se debe tomar en consideración las condiciones específicas de la industria minera del área.

Existe una clara diferencia entre minería a gran escala y pequeña minería, de tal modo que parece lógico dividir ente escrito en dos partes considerando que hay diferencias significativas especialmente cuando aparecen los criterios de selección de equipos y métodos de excavación.

Otro punto específico a considerar es la existencia de muchas faenas a grandes alturas, lo que también debe tomarse en cuenta al discutir el equipo y su capacidad.

Basado en lo anterior, este estudio versará sobre equipos modernos de minería, su desarrollo, tendencias y aplicaciones a diferentes métodos de explotación. A pesar del título más bien ambicioso, es prácticamente imposible cubrir todo el equipo utilizado en los distintos procesos subterráneos. De manera tal me concentraré principalmente en lo relativo a perforación y carguío.

1. PEQUEÑA MINERIA (EXPLOTACION DE VETAS)

Existen diferencias de opinión respecto a lo que se entiende por yacimientos pequeños; uno de los criterios usados es poner como límite un volumen de producción de hasta 100.000 ton/año; pero también es cierto - que las condiciones específicas que siguen, pueden ser aplicadas también a mayores volúmenes de producción. En orden a planificar la explotación y el tratamiento del mineral en cantidades pequeñas, es importante trabajar de acuerdo a los siguientes principios:

- Adaptar el método de explotación y equipo (poco trabajo de preparación, baja dilución).
- Elección cuidadosa e inteligente del equipo (versatilidad, movilidad, posible adaptación a otras minas).
- Adaptar planta de tratamiento del mineral (utilizar planta móvil "Sala Caravan Drill").
- Racionalizar el transporte del mineral desde la mina y el concentrador (últimamente se ha sugerido "containers": de acero o de plástico desechables).

Normalmente los depósitos vetiformes presentan problemas únicos, no solamente por el esfuerzo para encontrarlos, sino también en su extracción debido a su irregularidad, profunda inclinación, cambios en la mineralización, etc.

Históricamente, los depósitos vetiformes han sido explotados por variantes de tres métodos básicos: cámaras-almacén, square-set y corte y relleno. Todos los métodos de explotación de yacimientos vetiformes se caracterizan por su baja productividad, lo que se ha mejorado considerablemente en los últimos años al introducir el sistema de rampas, equipo de perforación más eficiente, algunos métodos de explotación más modernos

y mejorando el flujo del material de relleno. En la explotación de cuerpos vetiformes hay dos áreas en que cualquier reducción de costos representa una influencia significativa en los costos totales; realce y desarrollo de galerías, y estos dos aspectos serán el tema principal de la primera parte de este escrito.



1.1. PERFORACION CON EQUIPO LIVIANO

Debido a la naturaleza de las operaciones en la pequeña minería:

- faenas ubicadas en lugares remotos
- carencia de energía eléctrica
- baja disponibilidad de capital

continuará la utilización de compresores portátiles y perforadoras neumáticas livianas. A pesar de hablarse mucho sobre la mecanización perforación electrohidráulica, etc., todavía hoy alrededor del 80% de todas las operaciones de perforación se efectúan utilizando equipos manuales. Y cuando se toca el caso de la pequeña minería, en muchos casos, no es para sentirse avergonzado.

Uno tiene que recordar, sin embargo, que la tecnología del aire comprimido también se ha desarrollado, de tal modo que si estos nuevos logros se utilizan, tanto la economía como la capacidad pueden aún ser mejorados.

En la mayoría de los casos al elegir el compresor, los únicos factores decisivos son la capacidad requerida y el precio. Sin embargo hoy día la calidad y el diseño de los componentes, calidad del aire comprimido y consumo de energía, son los factores claves que influyen en la economía total.

Chile también es un país con faenas ubicadas a grandes alturas. Para mí ha sido una sorpresa que las versiones de compresores de altura no se vendan aquí. Para compensar las pérdidas de capacidad, también pueden escogerse compresores de tamaño mayor que el normal (en el caso que la bomba de combustible e inyección del motor deba ser modificada), puesto que de otra manera la capacidad requerida no se alcanzaría, lo que significaría una baja velocidad de penetración de la perforadora, aumentando automáticamente los costos de mano de obra y de los aceros de perforación. Por lo demás, la correcta distribución de la red de aire comprimido (fig. 1), uso de separador de agua, dosificador de alcohol y aún la utilización de acoplamientos de diseño moderno y mangueras de alta calidad pueden disminuir los costos en forma considerable.

El principio de la perforación con máquinas manuales no ha experimentado cambio desde fines de la década del 40 (fig. 2). Existen perforadoras manuales para cualquier tipo de trabajos. Sin embargo se han fabricado de tipo más liviana, con gran reducción de vibración y ruido, y su operación se ha simplificado enormemente.

Las barrenas de perforación son básicamente las mismas, pero el reciente desarrollo de los bits de botones ha permitido mejorar significativamente la velocidad de penetración. La mayor ventaja de los bits desmontables de botones (tanto atornillados como cónicos) es su intervalo en

tre reafilado más largo e incluso en muchos casos el proceso de reafilado no es necesario.

De esta manera el transporte de pesadas barrenas integrales y cantidad de aceros en circulación se ven reducidos, lo que permite mejorar - las condiciones de trabajo y reducir los costos.

El desarrollo de galerías después de la perforación de producción es un interesante área para reducir costos.

En minas con roca de mala calidad, la fortificación con madera - puede ser más cara que el mismo desarrollo de la galería, pero en casos - normales esta operación es la segunda más cara después de la perforación de producción.

La importancia del desarrollo de galerías en la explotación de ya cimientos tipo veta se ilustra por el hecho que minas de este tipo tienen una mayor cantidad de desarrollo horizontal que otras minas. La relación metros de desarrollo por tonelada explotada aumenta a medida que decrece la potencia del cuerpo mineralizado. Esta relación también aumenta al - disminuir la distancia entre niveles. La distancia entre niveles en la - mayoría de las minas está limitada a 50 m. Al utilizar "raise borer", la distancia entre niveles puede ser mayor.

En todo caso, la mayoría de las minas tienen vetas tan irregula-- res que se debe preferir una menor distancia entre niveles.

1.2. PERFORACION MECANIZADA EN DESARROLLOS

Generalmente, las razones por las cuales es económico mecanizar - se pueden resumir en tres aspectos:

- Capacidad
- Calidad
- Medio ambiente

Capacidad:

Lógicamente el tipo de perforadora tiene una gran influencia en - la capacidad de perforación. Al ser introducidas las perforadoras hidráu- licas, su gran potencia de impacto (algunas de las compañías fabricantes hasta hoy día tratan de aumentar este factor en sus máquinas, pero al - efectuar comparaciones, estos valores deben mirarse con mucha cautela de- bido a la falta de definición para los valores declarados de "energía de impacto") y alta velocidad de penetración han sido destacadas.

Estas primeras máquinas, sin embargo, eran de tipo pesado y por - lo tanto inapropiadas para las faenas pequeñas. Hoy día, hay diferentes perforadoras hidráulicas disponibles (fig. 3). Las perforadoras hidráuli- cas y su desarrollo están en la mira de todas las revistas especializadas de manera tal que el desarrollo de las máquinas neumáticas ha sido prácti- camente olvidado. Pero, existen algunas máquinas (como la COP 115 ED, - fig. 4) que no solamente ofrecen una alta velocidad de penetración en com

paración con las convencionales - sino que también permite mejorar la vida de los aceros de perforación.

Utilizando un jumbo, un operador puede maniobrar varias perforadoras. Como la operación no es manual, es posible usar perforadoras más pesadas y potentes con un rendimiento superior al de las perforadoras operadas manualmente. La perforadora más potente puede perforar un barreno -- central de corte mayor. Esto, unido a la característica de paralelismo -- de los brazos, permite que el avance con tiros de corte paralelos pueda -- aumentarse y de esta manera disminuir los tiempos de maniobras e instalación en el ciclo compuesto.

La figura 5 muestra la capacidad y consumo de energía a dos alturas diferentes para equipos de desarrollo de galerías, tanto manual como mecanizado. Una mayor capacidad significa también una mayor inversión, -- pero hoy día, a pesar de los bajos salarios, los costos de mano de obra -- son todavía altos y la solución es la mecanización total. Se espera que las perforadoras neumáticas (al menos en faenas a nivel del mar) continúen siendo preferidas en las minas más pequeñas y en donde una -- mantención más minuciosa, especialmente electrohidráulica, es difícil de conseguir.

Calidad:

El paralelismo de los brazos hidráulicos y los barrenos de corte de gran diámetro mejoran el avance al perforar barrenos de corte paralelos. Al mismo tiempo este avance será más seguro que el más corto obtenido con perforación manual. El paralelismo y estabilidad de los brazos mejoran la perforación de los tiros del contorno, de manera que se logra -- una menor sobre excavación. UN "round" más profundo proporciona automáticamente paredes y techos menos irregulares. Estos factores se pueden combinar con una técnica especial de voladura -- smooth blasting -- la que proporciona contornos más suaves. Con el aumento de la regularidad del contorno de la labor, su estabilidad mejora enormemente.

Medio Ambiente:

Con la perforación mecanizada, el trabajo será físicamente menos agotador para el operario. Por consiguiente, personal que no sean físicamente atletas pueden ejecutar el trabajo.

La perforación mecanizada también mejora las condiciones de trabajo en la frente, tomando en cuenta el polvo y la humedad.

Como todos sabemos, las perforadoras hidráulicas ofrecen las mejores condiciones ambientales. Sin embargo, el más reciente desarrollo en perforadoras neumáticas (como la COP 115 ya mencionada) muestra que desde ese punto de vista, éstas pueden ofrecer lo mismo, lo que significa menos ruido y prácticamente desaparición de la neblina de aire y aceite.

Esta máquina salió al mercado alrededor de la misma fecha en que apareció la perforadora hidráulica, de manera que aquella ha permanecido a la sombra de esta última. En todo caso, probó que existe la posibilidad de desarrollar las perforadoras neumáticas aún cuando ya han estado --

más de 100 años en operación.

Otra interesante mejora es el llamado sistema automático de lubricación a presión -P.L.S.- (fig. 6), lo que ha permitido reducir el consumo de aceite de las perforadoras neumáticas a 1/3 aproximadamente. Cuando se adapta este sistema significa virtualmente eliminar totalmente la neblina de aire-aceite en las operaciones subterráneas.

Otros beneficios importantes también se logran, como por ejemplo al explotar minerales sulfurados se tiene menor cantidad de aceite en el concentrado. Todos estos factores tienen el efecto de permitir al operario trabajar en forma más eficiente durante el turno.

En minas de tipo vetiforme existe siempre una gran cantidad de galerías en cada nivel principal. Esto significa que dentro de un área limitada varias frentes estarán disponibles. Así pues, existe un interesante campo para mecanizar el desarrollo de galerías, considerando que se logrará un alto coeficiente de utilización para el jumbo. Pero por supuesto, el tamaño del equipo y el tipo de perforadoras deben justificarse de acuerdo a la capacidad requerida.

1.3. CARGUIO Y TRANSPORTE

La solución ideal es un sistema de rampas con transporte sobre neumáticos, lo que ofrece varias ventajas. El equipo es caro y los costos de preparación son elevados de manera que no sólo debe ser utilizado en una sola veta estrecha. El método más común en minas pequeñas es el equipo sobre rieles. En muchas minas la explotación se lleva a cabo en diferentes niveles. Es ventajoso y natural concentrar el transporte en el nivel más bajo. Pueden surgir problemas operacionales y de mantención debido a los siguientes factores:

- túneles sinuosos
- rieles demasiado livianos
- tendido de la línea muy precario

Al tener túneles sinuosos, la velocidad de transporte debe reducirse. El riesgo de accidentes y demoras por descarrilamientos aumentan. Debido a las curvas, es más difícil instalar en forma apropiada el tendido de rieles. Por consiguiente, los túneles de transporte deben ser "corridos" de la manera más recta posible. Cuando el túnel de transporte sigue la veta, su rectitud se decide por la regularidad de aquella. Si la veta es demasiado irregular, puede ser más conveniente "correr" un túnel recto en estéril, a un costado de la veta.

Si los rieles son muy livianos, habrá problemas constantes con descarrilamientos. El riel más apropiado dependerá en primer lugar del tipo de cargador utilizado. Si ésto se traduce al tamaño de los carros, se tiene:

Carros	1.9 m ³	Riel: 14 Kg/m, altura 80 mm
Carros	2-3 m ³	Riel: 18,5 Kg/m, altura 93 mm.

Por otra parte, la importancia del tendido de la línea no puede -

desconocerse. Una instalación cuidadosa ahorrará mucho tiempo y dinero.

Para la operación de carguío, diferentes tamaños de cargadores de volteo pueden usarse (fig. 7). Hoy día existen cargadores del tipo ya mencionado accionados por energía electro-hidráulica y que ofrecen mejores condiciones ambientales de trabajo y sobre todo, significativa economía en los costos de energía si se dispone de electricidad al operar en altura.

También se dispone de cargadores de volteo montados sobre neumáticos, los que sí requieren de una sección mayor de galería, pero en cambio ofrecen una mayor flexibilidad que los que operan sobre rieles. Se utilizan también estos cargadores en combinación con "dumpers" (fig. 8) para operaciones que no precisan de tendido de rieles.

Para galerías cortas, como también en el caso de explotación por corte y relleno, la "marina" se efectúa en muchos casos usando "dumpers" CAVO (fig. 9), lo que en algunos casos compiten favorablemente con los "scrapers".

La limitante de la CAVO 310 es que no puede operar en labores menores de 2.4 m. de ancho, mientras que el "scraper" los puede hacer en labores de cualquier ancho. La diferencia se acentúa cuando el ancho de la labor aumenta. Por otra parte, es interesante notar que la CAVO 310 mantiene su capacidad en mejor forma que el "scraper" cuando la distancia de transporte aumenta, lo que significa que la distancia entre piques de vaciado de mineral puede aumentarse.

Un problema serio del scraper es que no es selectivo. En consecuencia, junto con el mineral acarrea una gran cantidad de material de relleno estéril y además, una gran cantidad de mineral puede quedar como remanente en el piso en el caso de un caserón amplio.

En el caso de un mineral valioso puede ser necesario, al usar el scraper, cubrir el material de relleno con madera o planchas de acero en orden a evitar la dilución o pérdidas de mineral. Es necesario hacer notar que el carguío del carro y su acarreo posterior en forma manual es siempre y bajo cualquier circunstancia una pérdida de tiempo y dinero. Se puede mencionar como ejemplo que la capacidad normal de carguío manual es de 0.5 m³/hora/hombre, mientras que en cambio, una pala cargadora de volteo LM 36 montada sobre rieles y operada por un sólo hombre, alcanza fácilmente 7-8 m³/hora, incluyendo el cambio de carros.

Por último, el carguío manual no es precisamente un trabajo muy humano.

1.4. REALCE (STOPING)

El realce es en la explotación de yacimientos vetiformes (como en casi toda la minería subterránea) la operación más costosa. Debido al limitado espacio disponible, el trabajo es difícil y por consiguiente demoroso. Desafortunadamente no puede ser mecanizado en forma fácil. A pesar de esto el realce debe, por su importancia, ser analizado cuidadosamente al efectuar cualquier intento que signifique reducir los costos to-

tales de explotación.

En esta oportunidad no describiré en detalle los distintos métodos utilizados en la explotación de los cuerpos vetiformes, puesto que su principio es lo suficientemente conocido. Algunos de ellos pueden ser mejorados en ciertas áreas, de manera que algunas pocas sugerencias y puntos de vista se verterán en los siguientes métodos:

Cámaras - almacén:

Este es uno de los métodos que proporciona una baja productividad. A pesar de éste y otros inconvenientes, es muy ventajoso al explotar vetas extremadamente angostas. En este caso, el corte y relleno con pequeños scrapers no siempre puede competir.

La marina en el caso del método de cámaras almacén, es el detalle que ofrece las mayores posibilidades de ser mejorado (fig. 10). Esta operación en la mayoría de los casos se efectúa a través de chutes. Un método más eficiente es el carguío con palas desde cruzados de carguío.

En muchos casos se utiliza el transporte sobre rieles con lo que el uso de palas cargadoras aparece en forma natural. El costo de preparación de los cruzados de carguío es casi tan bajo como el que se tiene para el sistema de chutes. Esto suena extraño, pero se debe al hecho que no es necesario preparar chimeneas y embudos, de tal manera que todo el trabajo de preparación se concentra en el nivel de transporte. Con el sistema de cargar en cruzados de carguío, se puede obtener un rendimiento tres veces superior comparado con el sistema de chutes, si se utiliza una pala cargadora montada sobre rieles, como por ejemplo la LM 56 (balde de 0.76 m^3). Una ventaja adicional es que la galería de transporte puede ir desarrollándose simultáneamente con la explotación, a un costado de la mineralización, lo que se traduce en un desarrollo más recto y en un mejor tendido de los rieles.

Estos factores sumados a la ausencia de chutes que sobresalen en la galería, permiten aumentar la capacidad de transporte.

El inconveniente de este sistema es que la roca estéril de la galería de transporte y los cruzados no debe ser mezclada con el mineral. En consecuencia, es necesario que la faena tenga un sistema que permita evacuar el estéril separadamente del mineral.

Realce por subniveles (sub-level stoping)

Este sistema es raramente usado en la explotación de vetas, pues requiere que la mineralización tenga límites muy regulares; con una roca mineralizada competente y roca estéril con gran estabilidad.

Si este es el caso, se debería preferir la perforación de tiros paralelos en vez de la perforación en abanico convencional, lo que reduce la perforación específica en hasta un 40% (fig. 11). Si la galería se desarrolla a todo el ancho de la veta, se tiene un mejor conocimiento de los límites de la mineralización, lo que implica menores pérdidas de mineral y más baja dilución.

También es factible efectuar el realce mediante la perforación de tiros largos (horizontales) desde chimeneas, en vez de subniveles. En otras palabras, este método sería semejante a un realce por subniveles girado en 90° y se denomina explotación por chimeneas. Considerando que el desarrollo de chimeneas es una operación cara, este método es interesante sólo en el caso en que por alguna circunstancia muy especial, el desarrollo de subniveles resulte aún más caro.

Vertical Crater Retreat (VCR)

Este es un nuevo método de explotación desarrollado originalmente en Canadá y dice relación con la voladura masiva utilizando tiros de gran diámetro (fig. 28). Posteriormente, fue también adaptado a la explotación de vetas (Mina Escalante Ag), Utah, USA). Se parece al método de cámaras-almacén ya que el mineral es excavado en tajadas horizontales y el realce se inicia desde abajo hacia arriba. El mineral quebrado puede permanecer en el caserón para servir de soporte natural a las paredes rocosas.

Este método puede ser utilizado en cuerpos mineralizados de agudo buzamiento, bajo las mismas condiciones requeridas para el método de realce por subniveles. Como el mineral puede permanecer en el caserón, la necesidad de tener una caja pendiente estable es menor rigurosa que para el caso del sistema de realce por subniveles.

El VCR es más dependiente de las técnicas de carguío y voladura que cualquier otro método y se debe llevar un estricto control de los parámetros involucrados en estas operaciones.

Finalmente, se puede decir que este método no es aplicable a vetas demasiado angostas.

Corte y relleno (Fig. 12)

Este es un método muy conocido en la explotación de vetas, Existen muchas versiones diferentes dependiendo principalmente de las condiciones de terreno (ver también fig. 27). En todo caso, para la pequeña minería, los métodos de explotación square-set y corte y relleno son demasiado complicados y onerosos.

Dependiendo de la ley del mineral, existe una mayor o menor mecanización de la explotación. Al utilizar equipo simple pero de gran capacidad, será posible obtener una faena muy rentable. Ni siquiera el sistema de rampa es necesario puesto que el equipo mecanizado liviano puede ser transportado a través de piques (fig. 13).

En aquellas labores donde se utiliza relleno seco, la operación se puede mejorar considerablemente si se usa a cambio relleno hidráulico.

Básicamente, se utilizan dos sistemas de explotación por corte y relleno:

- horizontal, llamado también "breast drilling"
- vertical, conocido también como "back drilling"

Al comparar ambos métodos podemos notar que la perforación vertical es usada con mayor frecuencia en aquellas minas que utilizan perforadoras para levante (tipo stopers). La mayor ventaja radica en que las operaciones de carguío del mineral y perforación se pueden efectuar en forma totalmente independiente.

La perforación vertical permite un mayor grado de mecanización, caserones más bajos (en minas pequeñas de 3 a 4,5 m) lo que significa una mejor estabilidad del techo y lo que es muy importante, un mejor control de los límites de la mineralización. En la mayoría de los casos, debido al tamaño y configuración de la veta y a la alta ley del mineral en algunos puntos, es muy importante explotar de manera altamente selectiva. Este método es usado muy a menudo en minas grandes, para la recuperación de pilares.

Resumen

La crisis energética y el nivel decreciente de los precios en el mercado de metales han ayudado a producir una tendencia a la explotación de pequeñas minas. Las inversiones necesarias para este tipo de proyectos son casi siempre limitadas. El porcentaje de recuperación de capital es más favorable en comparación con los grandes proyectos mineros, los que necesitan de muy altas inversiones. Por ejemplo, para una pequeña faena subterránea recientemente puesta en operación en Sudamérica (con una capacidad diaria de 300 toneladas) la inversión total en equipos fue de alrededor de USD 6.000.000 de los cuales USD 2.000.000 correspondieron a la mina.

Teniendo esto en mente, es lícito suponer que la pequeña minería va a aumentar su importancia como generadores en el mercado de artículos de consumo y el capital de desplazará en dirección a la explotación de este tipo de yacimientos.

2. MEDIANA Y GRAN MINERIA

En este caso también se generan discusiones para definir lo que es mediana y gran minería, de acuerdo al tamaño de la faena.

Desde el punto de vista del equipo minero, un criterio podría ser las limitaciones y restricciones que conlleva la elección del tipo y capacidad de la maquinaria, especialmente en el caso de las perforadoras. -- Cualquier mina con una producción de 300.000 a 500.000 toneladas/año puede elegir la misma perforadora que otra mina y la única diferencia entre ambas faenas radicarán solamente en la cantidad de unidades adquiridas.

Lo mismo puede decirse sobre los equipos de carguío y otros, tomando en consideración por supuesto, que la minería subterránea impone restricciones en términos de espacio disponible, tamaño del cuerpo mineralizado, etc. En otras palabras, para la explotación a mediana y gran escala, se puede discutir acerca de los equipos más modernos y eficientes.

En las operaciones mineras actuales, explotar un yacimiento en un tiempo mínimo y con una buena fragmentación, con un menor consumo de ener

perforación, ver también fig. 14). Perforando tiros más largos (hasta 5.2 m. hoy día) se obtienen, naturalmente, avances mayores. El tener avances más largos significa mayor capacidad, menor cantidad de movimientos improductivos del equipo de perforación y carguío, acortando finalmente el tiempo del desarrollo de la galería de tal manera que una mejor cantidad de equipo se necesitaría en la faena (fig. 15).

2.1. DESARROLLO RAPIDO

No hay duda que acelerando los trabajos de desarrollo tanto verticales como horizontales, los costos de explotación pueden reducirse en gran medida. Esto sugiere la utilización de equipo altamente mecanizado, el que es bastante caro. Los costos son siempre importantes pero en este caso, de desarrollo acelerado, ellos no representan el aspecto más importante, sino que la velocidad es el factor que predomina.

Desarrollo rápido de galerías:

Tanto los accesos y los llamados desarrollos planos deben ser rápidos, con un sistema acelerado, de multiturnos y voladuras múltiples, para la zona mineralizada en el mínimo lapso de tiempo posible. Esto requiere un conjunto de equipos consistente en: jumbo para perforación de avance, jumbo para apernado de roca, cargador (y tren o camiones) vehículo de servicio y un vehículo para el carguío de explosivo. Para la operación de este conjunto se requiere de una organización de primera clase con gente experimentada y competente y con una mentalidad de equipo para trabajar juntos.

En lo concerniente a perforación en grandes minas, estimo que la utilización de equipos manuales provoca una pérdida de eficiencia potencial. Las perforadoras hidráulicas (que hoy día son de tipo distinto - ver fig. 3) son más eficientes porque las redes de aire comprimido son muy ineficientes, poco confiables y de alto costo por concepto de consumo de energía. Cálculos teóricos muestran que la relación es alrededor de 1:4 (fig. 14). Pero en algunas minas profundas (o en grandes alturas) se puede llegar a una relación de 1:10. En otras palabras, al construir una central de aire comprimido en la superficie, se recibe 1/10 de la energía producida al momento de perforar el tiro, debido a fugas y otras fallas. La eficiencia en la transferencia de potencia neumática es baja. Con potencia electro-hidráulica se logra mejor utilización de la energía, lo que es muy importante ya que el 9% del costo total en una mina corresponde a consumo de energía y este porcentaje continúa aumentando. Los perforistas representan la mayor fuerza ocupacional considerando todas las ocupaciones en una mina subterránea. No es un trabajo muy agradable, por lo que si podemos reducir su número utilizando las ya probadas y confiables perforadoras hidráulicas, mejoraríamos la productividad. Otro interesante campo para efectuar mejoramientos es en la profundidad de la perforación (ver también fig. 14). Perforando tiros más largos (hasta 5.2 m. hoy día) se obtienen, naturalmente, avances mayores. El tener avances más largos significa mayor capacidad, menor cantidad de movimientos improductivos del equipo de perforación y carguío, acortando finalmente el tiempo del desarrollo de la galería de tal manera que una mejor cantidad de equipo se necesitaría en la faena (fig. 15).

Este esquema de mejoras fue primero adoptado por empresas contratistas en Escandinavia y ahora está entrando de lleno al campo de la minería. En Chile, de acuerdo a lo que sé, la mina El Soldado está usando

(con jumbo hidráulico) las barras de avance más largas, de 4,3 m. Aceros de perforación más largos requieren de equipos con brazos muy estables y de un nuevo diseño de avance, recientemente desarrollado.

La calidad de la perforación y del carguío de los tiros deben también mejorarse. Un diagrama de perforación que no haya sido adecuadamente diseñado, dará como resultado avances pobres y/o una excesiva perforación y un gran consumo de explosivos.

El diagrama de perforación debe diseñarse de manera tal que se obtenga el máximo de avance con el mínimo número de perforaciones. Un avance por parada que resulte menor que el 90% de la profundidad de la perforación no puede, o al menos no debería ser aceptado. La parte crucial es el diseño y perforación del corte. Es interesante notar que el avance - por parada con el corte tipo V representa solamente 60-70% del ancho del túnel.

Es aún más interesante notar que el avance con tiros de corte paralelos no depende del ancho de la galería. El avance con tiros paralelos se decide por el diseño del corte, la calidad de la perforación y el explosivo.

El diámetro de la perforación es otro factor interesante que merece estudiarse. En general se dice que si se prefieren avances cortos por alguna razón (fig. 16), entonces tiros de pequeño diámetro (30-35 mm) deberían ser perforados, puesto que podrían utilizarse perforadoras más livianas y baratas, lo que significa el uso de barras tipo H22 (7/8"). La introducción de bits de botones de pequeño diámetro (fig. 17) ha significado una gran contribución al aumento de rendimiento en perforación. Este equipo de bits no solamente dura más que los bits en cruz convencionales sino que también el hecho de no necesitar afilado reduce considerablemente el tiempo de perforación en la frente.

Carguío es otra faceta importante en la operación de desarrollo de galerías, en donde el desarrollo del equipo va aparejado con mejoras en la capacidad y consumo de energía.

Máquinas del tipo LHD alcanzaron un alto grado de eficiencia durante la década pasada, contribuyendo en gran medida a economías sustanciales en los costos de operación, pero la aparición del equipo Diesel - montado sobre neumáticos ha complicado la situación de la ventilación en el interior de la mina.

En la actualidad, se están probando máquinas LHD eléctricas en varias minas. Quizás el desarrollo más interesante lo constituye la introducción del equipo cargador Haggloader, montado sobre neumáticos y accionado con energía electro-hidráulica. El carguío continuo proporciona un rendimiento superior (fig. 18), especialmente cuando están involucradas - largas distancias de transporte y además, los requerimientos de ventilación son mucho menores comparados con equipos cargadores impulsados con motor Diesel.

La máquina tipo Haggloader, por su principio de funcionamiento, - se debe usar en conjunto con equipo de transporte independiente, de mane-

ra que no se le debe considerar como competidor de los equipos LHD para el caso de distancias de transporte cortas.,

Diferentes alternativas para el desarrollo rápido de galerías se muestran en la fig. 19. La experiencia recogida en faenas de Escandinavia muestra que para túneles de pequeña sección (bajo 10 m²) se puede lograr avances semanales de 60-80 metros utilizando modernos equipos de perforación y carguío, tanto montados sobre neumáticos como sobre rieles.

Dentro del concepto de desarrollo rápido de túneles, las máquinas TBM (tunnel boring machines) son aún herramientas no probadas lo suficiente. Estas máquinas tuneladoras han resultado exitosas en aplicaciones en roca de dureza media y baja, en muchos países, pero en cambio, en roca dura su rendimiento no ha sido satisfactorio (fig. 20).

El principal tropiezo hasta el momento han sido los elevados costos al ser utilizados en roca dura, aunque existen además otros obstáculos.

En el caso de las máquinas para desarrollo de chimeneas, la gravedad ayuda a remover la "saca" y mantener así limpia la frente. En cambio, en el caso de una máquina tuneladora, la "saca" debe ser transportada y -- existe una gran posibilidad de remoler los detritus en la frente.

Considerables esfuerzos se han hecho tendientes a mejorar la vida útil de los elementos de corte de los TBM. Sudáfrica ha sido el país líder en la utilización de estos equipos en la industria minera. En condiciones normales, este método es mucho más rápido que el tradicional desarrollo de túneles y reduce la mano de obra en 1/3.

Desarrollo de Chimeneas:

El segundo tipo de desarrollo corresponde al de piques o chimeneas, tanto inclinadas como verticales.

Revisando el progreso que se ha conseguido en la mecanización de esta operación, podemos dividir los métodos de perforación en tres categorías principales:

- Chimeneas cortas : 0 - 35 metros de longitud
- Chimeneas medianas : 20 - 60 metros de longitud
- Chimeneas largas : sobre 50 metros de longitud

De acuerdo a experiencias más recientes, los métodos más económicos en cada grupo son:

- Para chimeneas cortas : perforación de tiros largos,
- Para chimeneas medianas : perforación de tiros largos desde ambos extremos o Alimak.
- Para chimeneas largas : Alimak o raise boring (máquinas para piques).

La utilización de tiros largos para el desarrollo de chimeneas, se pensó que era factible hasta una longitud de 50 m., pero posteriormente la experiencia práctica demostró que el largo de los tiros debía limi-



tarse a 35 m. en una sola etapa (debido a la desviación de los mismos).

En Finlandia, por ejemplo, se desarrollaron chimeneas de hasta 45 m., pero son divididas en dos tramos y la sección inferior se desarrolla hacia arriba (10-15 m.). En roca dura todos los tiros se perforan al mismo tiempo. En cambio, en roca blanda y fisurada, primero se perforan los tiros de corte y después de "quemados" se perforan y "queman", en una segunda etapa, los tiros del contorno.

Hay posibilidades de mejorar los resultados que por el momento no son mejores que los que se consiguen con el peligroso método manual tradicional.

Los factores más importantes para obtener un buen desarrollo de chimeneas son:

- equipo estable y de buena calidad (simple)
- perforistas entrenados (en lo posible experimentados)
- alineamiento exacto de los tiros y ajuste del equipo
- buena iluminación
- cuidadoso empate de los tiros

Las chimeneas pueden también desarrollarse en forma exitosa usando tiros de gran diámetro (D.T.H.). Las minas que utilizan voladura de tiros de gran diámetro para el desarrollo de chimeneas usan el método de voladura llamado "crater blasting" (fig. 21), método que exige la presencia de operarios muy entrenados y experimentados.

El desarrollo de chimeneas a plena sección (raise boring) ahora - una práctica común (fig. 22), ha demostrado ser más rápido que los métodos convencionales para hacer piques de traspaso de mineral, o piques de ventilación, etc., lo que significa que se logran ahorros sustanciales al desarrollar menos áreas de explotación. También las máquinas para el desarrollo de piques ciegos a plena sección (blind hole borer), que han sido el paso siguiente de los "raise borers" en el armamento mecanizado minero, han salido ya de su etapa de experimentación y han encontrado de lleno en su etapa de trabajo a escala industrial.

Este tipo de equipos se usa para desarrollar piques de traspaso de mineral directamente a las chimeneas desde los cruzados de carguío.

Mientras que el "raise borer" es un equipo que opera entre niveles definitivos, la máquina para desarrollar piques ciegos se puede ubicar en un cruzado y avanza, en forma ciega, en una dirección hasta caer en una chimenea, para crear de esta manera un pique de traspaso de mineral. Esto permite aumentar la distancia entre niveles, lo que redundará en una disminución de la cantidad total de metros desarrollados. En consecuencia, existiría una mayor cantidad de desarrollos inclinados, pero - una disminución significativa de los desarrollos horizontales.

En el pasado no se podía hacer esto puesto que el desarrollo de piques de traspaso mediante los métodos convencionales resultaba muy demorado. Ahora es posible hacer rápido y así ser capaz de seguir el realce.

Esto tiene un gran impacto en la productividad y en los costos. Un pique de traspaso de 80 m. puede desarrollarse en 14 días, lo que sería imposible de hacer con los métodos convencionales.

2.2. REALCE (Stoping)

Perforación de tiros cortos

Los métodos de explotación que utilizan preferentemente la perforación de tiros cortos son:

- caserones y pilares en el caso de mantos horizontales como las grandes minas de fierro en Francia y las minas de cobre en Polonia;
- corte y relleno.

La explotación por corte y relleno tiene muchas variantes diferentes (fig. 23) pero, de manera particular el método horizontal ha evolucionado de tal forma que ha pasado, de ser un método de alto costo, a uno que es bastante usado en todo el mundo para recuperar el mineral de baja ley, en grandes cantidades. Ofrece la ventaja de ser muy selectivo comparado con otros métodos que pueden ser aplicados en yacimientos de similar tipo (realce por subniveles y cámaras-almacén).

También puede ser adoptado en yacimientos con límites irregulares y discontinuos, para recuperar las partes con mejor ley y dejar el resto, de baja ley, intacto (fig. 24).

Es competitivo, en cuanto a productividad, con el método de realce por subniveles, alcanzando en algunos casos 35 ton/hombre-turno (normalmente 15-30 ton/hombre-turno es un rendimiento considerado muy bueno).

Una de las razones que hizo que este método fuera muy utilizado, es la posibilidad de poder mecanizarlo bastante. Al igual que en el caso de desarrollo de galerías, se pueden utilizar equipos hidráulicos pesados de gran rendimiento (ver también fig. 14). El uso de barras de hasta 5.5. m. en el desarrollo de galerías es ya una regla y no una excepción.

Realces de hasta 8 m. pueden lograrse con la ayuda de máquinas modernas de apernado de rocas o refuerzo con cable si fuese necesario.

Perforación de tiros largos:

En aquellos métodos de explotación que utilizan la perforación de tiros largos, existe la tendencia a perforar tiros aún más largos, en orden a aumentar la distancia vertical entre subniveles.

Pero, por supuesto, debe existir un equilibrio entre la operación de realce y la cantidad de trabajos en desarrollo.

La fig. 25 muestra claramente cómo los trabajos de desarrollo y la perforación y tronadura en las operaciones de realce, son dependientes.

Hay algunos ejemplos de minas que después de ciertos años, tuvieron que aumentar la cantidad de desarrollos debido a la dificultad de controlar la operación de realce.

Existe una gran demanda por equipos que puedan mejorar la exactitud en la perforación (fig. 26). También se necesita un elevado rendimiento considerando que los tiros son más largos y de mayor diámetro.

Se ha realizado un interesante estudio en la mina El Soldado, entre diferentes equipos de perforación de tiros largos (fig. 27), en que se muestra claramente que se puede obtener un elevado rendimiento al usar equipo hidráulico.

Utilizando barras de extensión ordinarias y perforadoras convencionales, no se recomienda perforar tiros de diámetro superior a 76 mm. Se perforan en la práctica tiros de hasta 50 m. de longitud.

Los tiros de gran diámetro han permitido introducir, a través de la perforación tipo banqueo entre subniveles, el nuevo método de explotación VCR (vertical crater retreat) ya mencionado en la primera parte de este escrito (fig. 28).

Los martillos DTH (down the hole) son utilizados en la perforación de tiros de 105 o 165 mm., si se emplea una alta presión de aire comprimido (20-24 bar). Estos mismos equipos han sido empleados en la perforación de tiros para ventilación, drenaje de agua, tendido de cables eléctricos, etc. de hasta 381 mm. de diámetro. La limitación de los equipos DTH ha sido superada, en el sentido que se ha desarrollado un equipo capaz de perforar tiros en anillo de gran diámetro (fig. 29).

Además de las ventajas de los tiros de gran diámetro tales como: menor cantidad de desarrollos, perforación y carguío de los tiros más rápidos, también se mejora la fragmentación del mineral al usar cargas mayores.

Se ha comprobado que esto aumenta la capacidad de carguío y chancado, en algunos casos hasta en un 30%. La obtención de una mejor fragmentación es un factor que conducirá a la introducción de un sistema de carguío y transporte continuos de mineral a la planta de tratamiento. Es el caso mencionar nuevamente la máquina cargadora tipo Haggloader. La máquina de este tipo de mayor tamaño, con una capacidad neta de carguío de 5-6 m³/min. será pronto introducida en el mercado y tendrá la capacidad de manipular grandes "bolones" si fuese necesario (fig. 30).

Carguío de los tiros:

La tendencia en la perforación de tiros es cargar el explosivo utilizando equipos modernos ad-hoc. Ya se ha perfeccionado una especie de "robot" para cargar explosivos en polvo y Anfo. Normalmente, tiros cuyo diámetro varía entre 51 y 76 mm. pueden cargarse hasta un máximo de 50 mm., cualquiera sea su dirección. Incluso, la operación de carguío del explosivo puede ser controlada por control remoto por una sola persona.

Fortificación:

La operación de apernado de roca se ha mecanizado completamente, en la actualidad, y el equipo mecanizado de perforación y apernado puede manipular indistintamente cualquier tipo de perno.

Las razones que conducen a mecanizar esta operación son:

- capacidad
- economía
- seguridad (y ergonomía)

Recientemente se ha lanzado al mercado un nuevo tipo de perno, - llamado Swellex, que no requiere de equipos altamente mecanizados para su instalación, que es muy rápido. Proporciona soporte inmediato con lo que se cumpliría cabalmente uno de los preceptos básicos de la mecánica de rocas, esto es, soportar las labores lo antes posible después de la voladura.

Al producir la fractura del mineral mediante el uso de explosivos, existe siempre el riesgo que parte de la caja pendiente de la veta, también resulte fracturada y este estéril se mezcle con el mineral. Para prevenir esto se puede proporcionar soporte a las cajas mediante la colocación de cables, previo a la voladura. De esta manera, los cables que se extienden entre dos galerías contiguas, por el interior de la roca madre, (fig. 31), han permanecido allí durante el transcurso del trabajo.

La técnica de refuerzo con cable ha sido probada en pocos países, como Australia, Canadá y Finlandia. Esta técnica se está adoptando ahora en Suecia y se están desarrollando, en forma paralela, nuevos equipos para mecanizar estas operaciones.

RESUMEN

Existe una cantidad de problemas técnicos y económicos a los que se está enfrentando la industria minera.

Los costos de mano de obra, los costos de los desarrollos mineros y montaje de las plantas de beneficio han experimentado un aumento significativo. Los problemas técnicos que enfrenta la industria incluyen la necesidad de minimizar el consumo de energía en todos los aspectos del proceso productivo, cuya tendencia natural es siempre ir en aumento al incrementar la producción. De tal modo que la meta fundamental de la industria es el mejoramiento continuo de las técnicas de explotación y beneficio de minerales.

Se están desarrollando nuevos métodos de explotación en algunos países, lo que es seguido por el advenimiento de nuevo equipo minero, - que finalmente permitirá obtener una mejor fragmentación, lo que por ende, hará posible efectuar las operaciones en forma más continua. La mecánica de rocas como la disciplina base de la explotación moderna de minas, debe ocupar un lugar preponderante en estos desarrollos tecnológicos.

Como los sistemas de explotación en el futuro serán más avanzados, se debe esperar una optimización general en todos los aspectos, por lo que debe existir una colaboración muy estrecha entre el proveedor de equipos y las faenas mineras.

Las minas deben efectuar una optimización global y especificar los requerimientos de las partes componentes. Los proveedores de equipos deben conocer a fondo los desarrollos tecnológicos esperados en su ámbito y conocer lo que es factible para inversiones de distintas magnitudes.

Adicionalmente, estamos concientes del hecho que la lámina es sólo una parte del proceso productivo. La otra parte, la que por ningún motivo es menos importante, comprende aspectos tales como información sobre maquinarias, consejos técnicos, entrenamiento y servicio.

La planificación de los programas de expansión de una mina es de vital importancia. Por este motivo, los ingenieros de algunos proveedores consideran las operaciones mineras como un solo complejo.

En algunos casos es necesario preparar una comparación de alternativas desde el punto de vista técnico-económico, tanto para el método de explotación como la elección del equipo apropiado. El proveedor debe ayudar en este aspecto, especialmente cuando las empresas mineras no cuentan con grandes oficinas de ingeniería y proyectos. Como por ejemplo se puede mencionar un servicio computarizado de análisis de alternativas para el caso de excavación de rocas. Esto representa una excelente oportunidad para discutir sobre problemas comunes y cómo enfrentar el desafío futuro en forma conjunta.

REFERENCIAS:

- WIMPFEN, SHELDON P. Envolving improvements in underground minig.
Mineral Exploration Seminar, October 1976,
Jakarta, Indonesia.
- HOLMBERG, R.
NAARTIJARVIA, T.
NILSSON, L. LKAB introduces large hole diameter stoping at
the Fabian mine, Mining Engineering,
March 1982.
- JONSSON, G.
WENDELIN, C-O Tendencias de desarrollo en equipos de minería
subterránea, II Reunión Minera México-Suecia,
Marzo 1982.
- LAREN, P-G Equipment and methods for small scale mining
(Atlas Copco MCT AB - no publicado).
- LAREN, P-G Mining of thin veins, International Mining
Symposium, Bolivia 1978.
- ZABLOCKI, A. The influence of hole diameter on tunnelling
economy, Vuoriteollisuus Nr. 2/1979, Helsinki.
- SVENSSON, H. Explotación y tratamiento de pequeños yacimien-
tos sulfurados, II Reunión Minera México-Suecia,
Marzo 1982.
- Hydraulic percussive drills up-date, Mining
Magazine, April 1982.
- ZABLOCKI, A. Long hole drilling in sub-level stoping,
Kalliopora 1/76 (finnish).
- ZABLOCKI, A. Raise driving in Scandinavia - methods and
comparison, Rudy i Metale Niezelazne 12/71
(polish).
- CROCKER, C.S. Vertical Crater Retreat Mining at the Centennial
Mine, Mining Congress Journal, June 1979.
- ZABLOCKI, A. Rock drilling technique, Maansiirto 1/1982,
Helsinki (finnish).
- HEDBERG, B. Large scale underground mining - an alternative
to open cast mining, Mining Magazine, September
1981.
- HAMRIN, H. Small tunnel driving, Bergsprangningskommitten,
Stockholm, January 1981 (swedish).

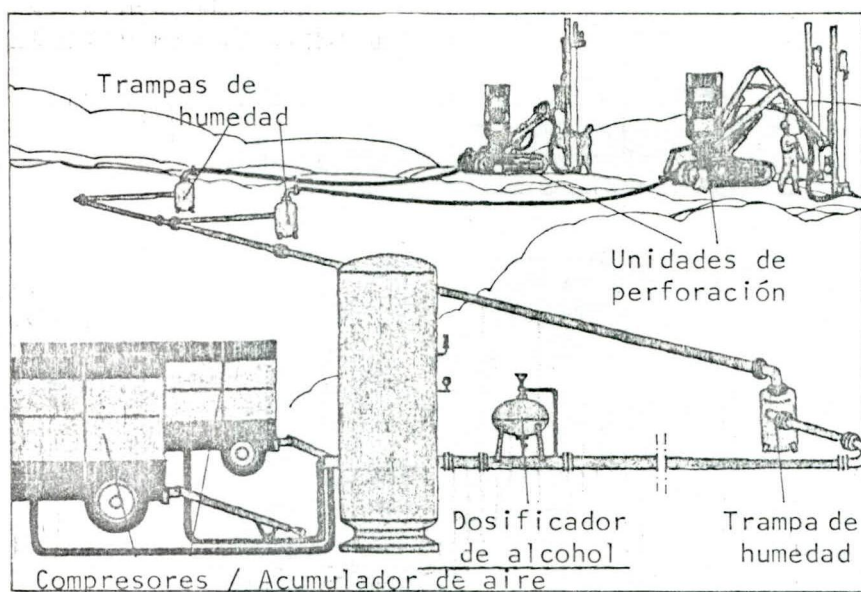
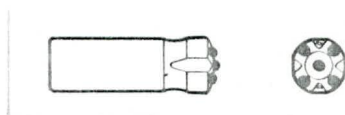


Figura 1. Principio de la distribución del aire comprimido



- a) Equipo manual de banqueo b) Perforadora para avance c) Perforadora para realces

Figura 2. Perforadoras livianas



Pequeño bit de botones

ATLAS COPCO HYDRAULIC ROCK DRILLS
MAIN DATA FOR DRIFTING

Fig. 3

NOTA: 1. 142 Kg.
2. 150-250 BAR

 COP 1038	1. 142 Kg. 2. 150-250 BAR 3. 10-15 KW 4. R38/R32 5. Ø 41-57 MM.
 COP 1032	1. 96 Kg. 2. 150-240 BAR 3. 6-7,5 KW 4. R32/R28 5. Ø 38-45 MM.
 COP 1022	1. 40 Kg. 2. 170 BAR 3. 5 KW 4. H22/H25 5. Ø 31-41 MM.

EXPLANATION: 1. WEIGHT; 2. OIL PRESSURE; 3. IMPACT POWER;
4. RECOMMENDED DRILL ROD; 5. RECOMMENDED BIT
SIZE.

Figura 3. Perforadoras hidráulicas Atlas Copco
Antecedentes principales para avance en galerías.

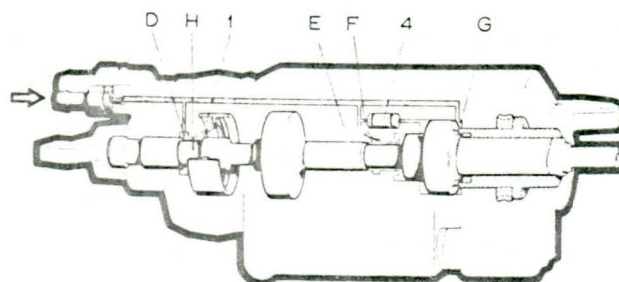


Figura 4. Perforadora neumática moderna de tamaño medio COP 115'ED

NOTA: Pistón deslizante y aceite de lubricación enviado sólo a la parte frontal.

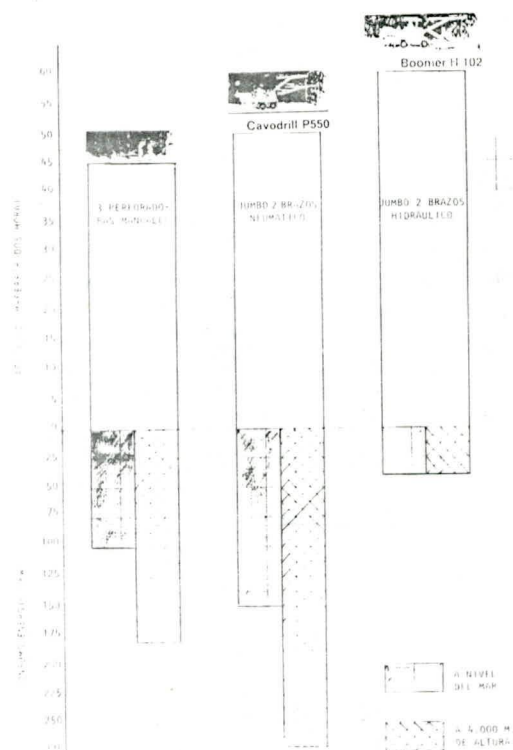


Figura 5. Equipo liviano de perforación. Consumo de energía vs. capacidad

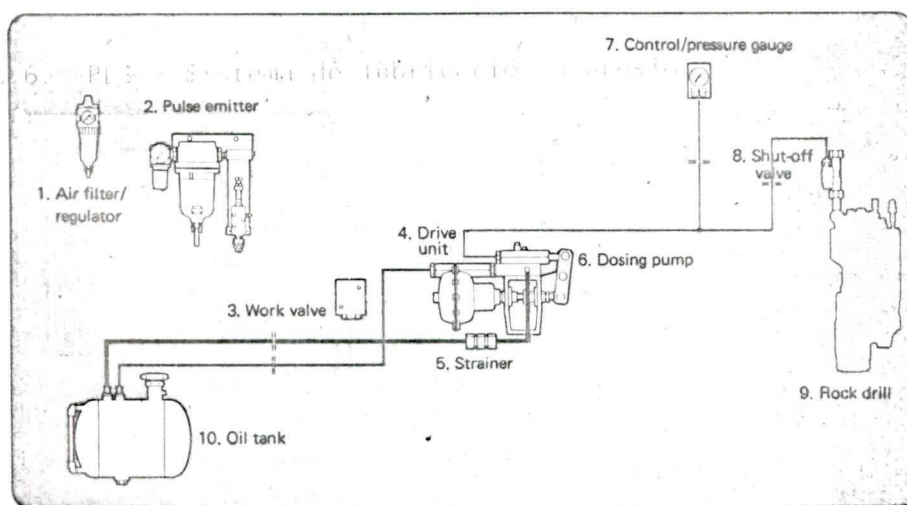


Figura 6. PLS - Sistema de lubricación a presión



CONSUMOS Y COSTOS COMPARATIVOS ENTRE PALAS NEUMATICAS
Y ELECTRO-HIDRAULICAS DE CAPACIDAD DE BALDE EQUIVALENTE
EN FUNCION DE ALTURA DE OPERACION

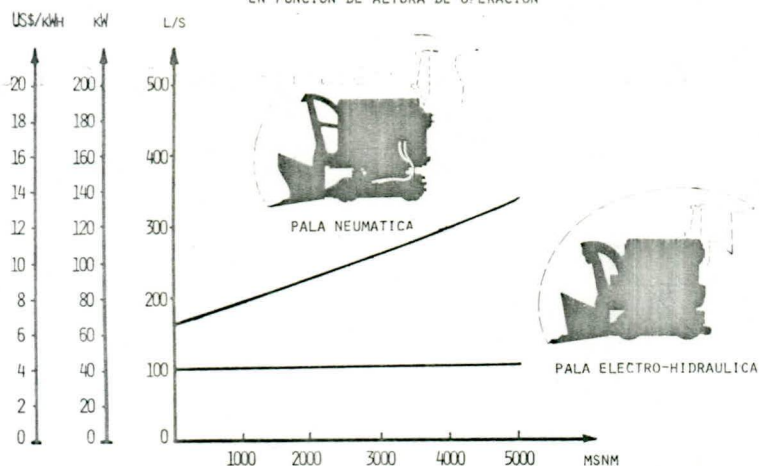
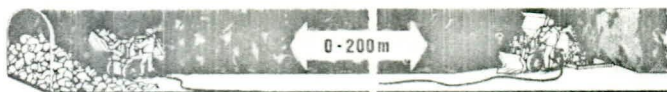


Figura 7.



Cavo 320

Figura 8. Cargador de volteo montado sobre neumáticos.



Cavo 310 LHD-dumper

Figura 9. Equipo LHD neumático.

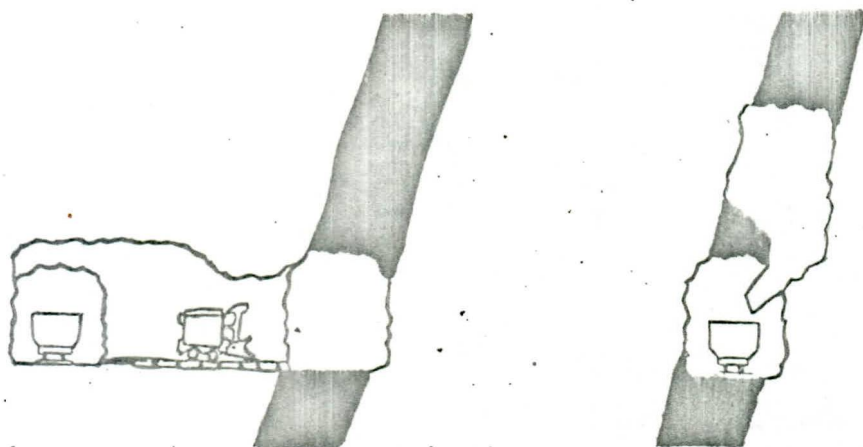


Figura 10. Cámaras-almacén: sistemas de carguío de marina.

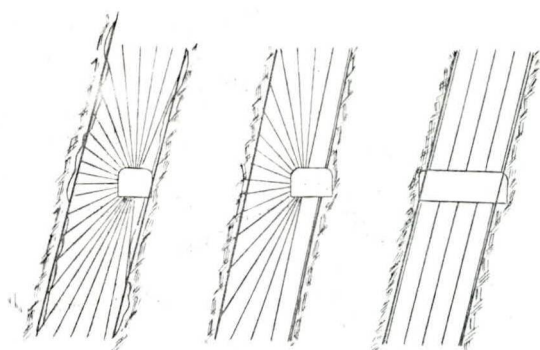


Figura 11. Perforación en anillo vs. perforación paralela en explotación de realce por subniveles.

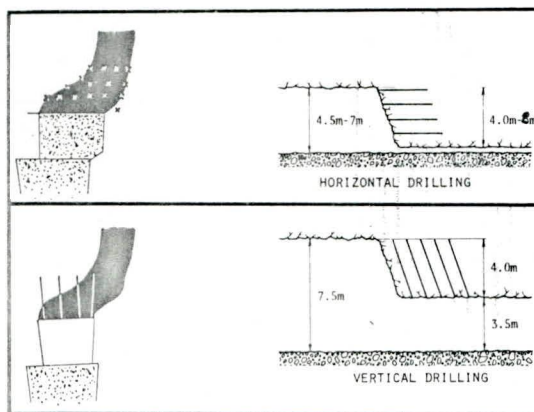
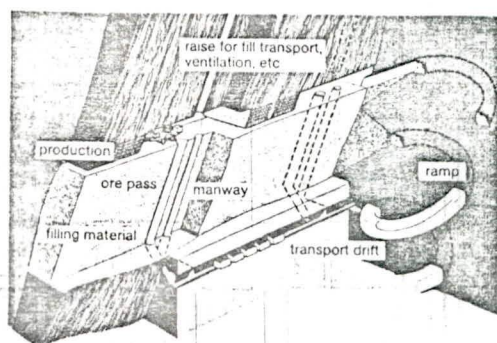


Figura 12. Explotación por corte y relleno: perforación horizontal vs. perforación vertical.

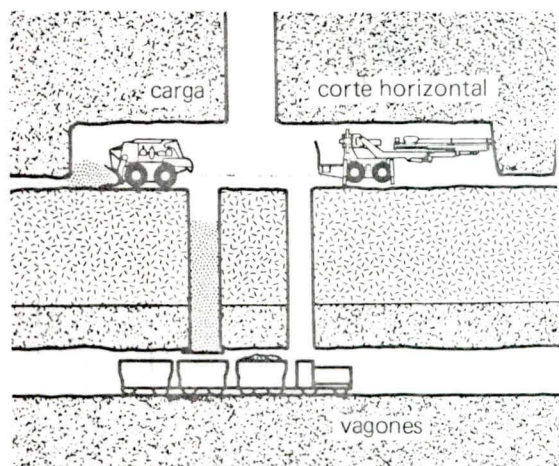


Figura 13. Equipo pequeño mecanizado de perforación y carguío.

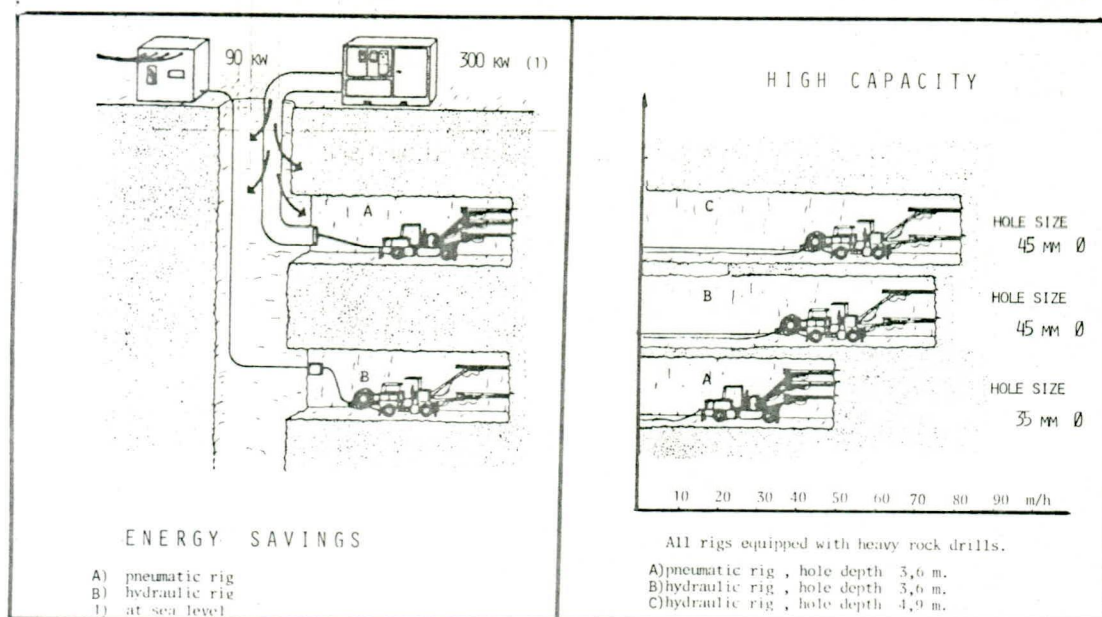


Figura 14. Beneficios más visibles de la perforación hidráulica.

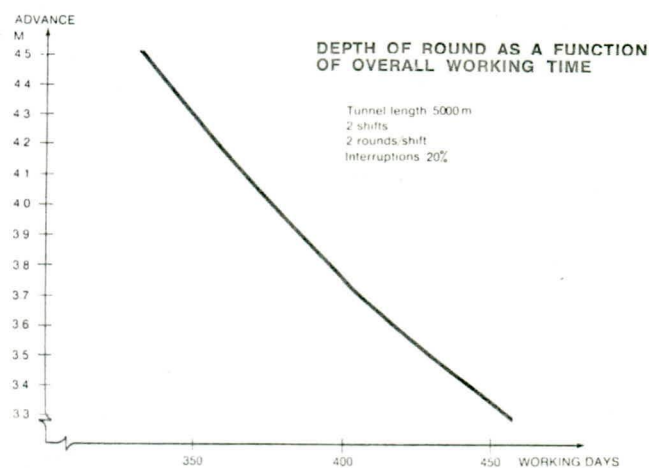


Figura 15. Profundidad de perforación del round en función del tiempo total de trabajo.

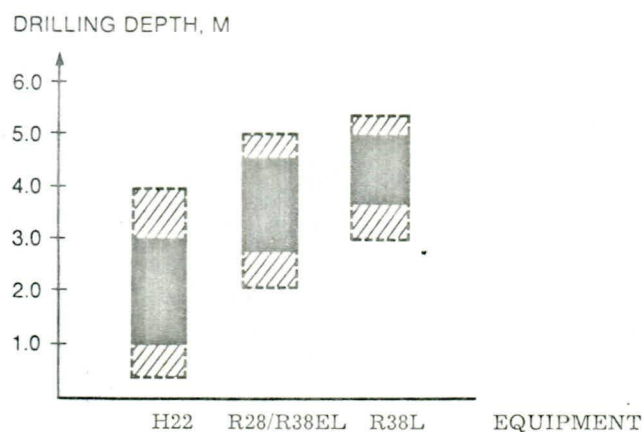


Figura 16. Recomendación de aceros de perforación para diferentes largos de los tiros en desarrollo de galerías y túneles.

MINA DE BODAS, SUECIA

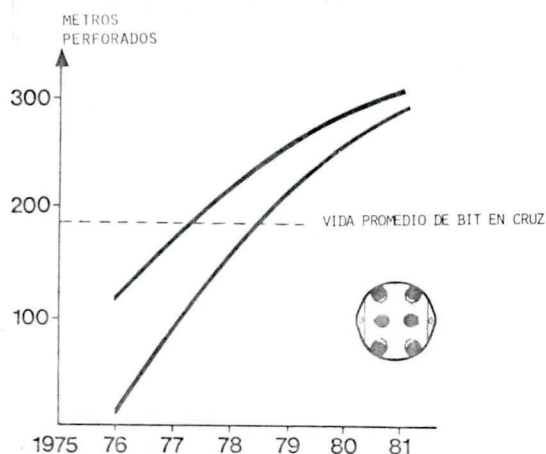


Figura 17. Bits para desarrollo de galerías y túneles (45 mm $\varnothing$). Aumento de la vida útil de los bits de botones a través de los años

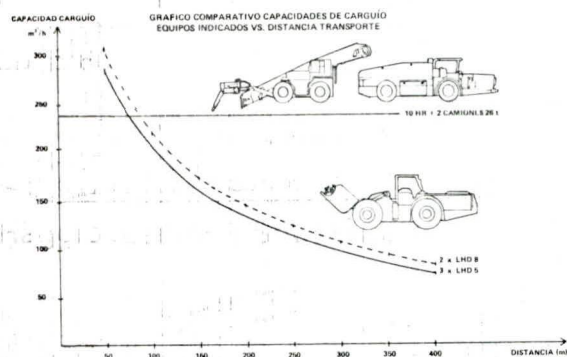


Figura 18.

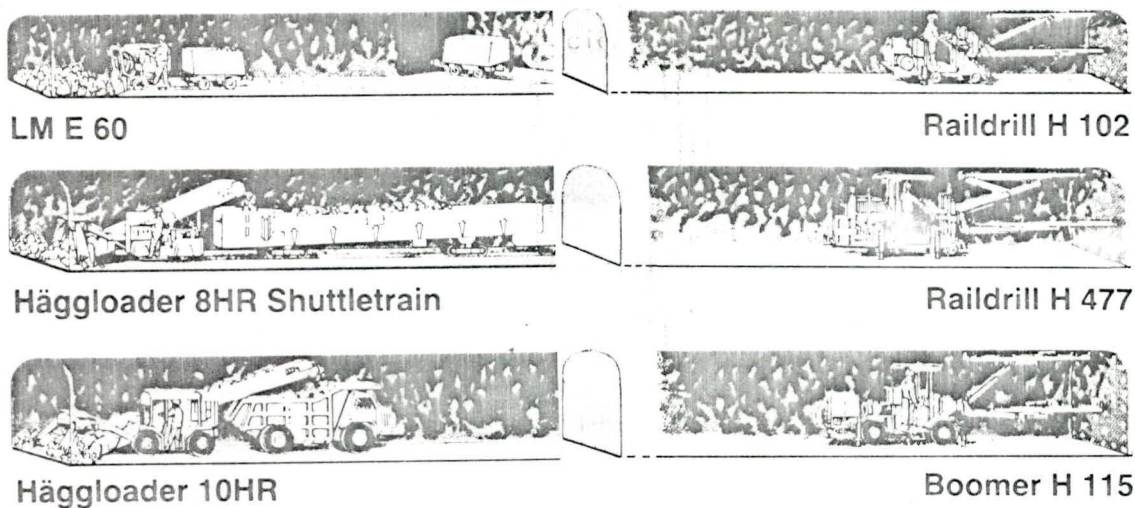


Figura 19. Avance rápido en excavación de túneles. Diferentes alternativas.

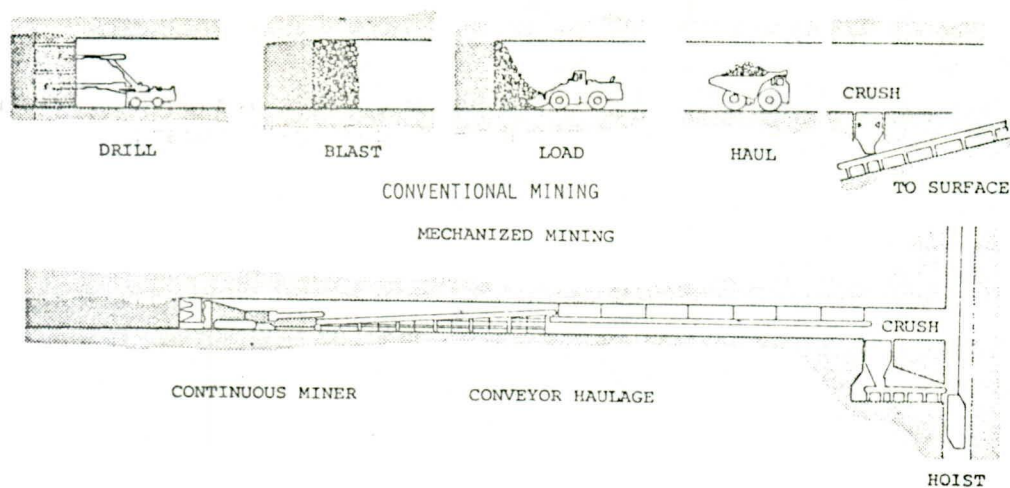


Figura 20. Explotación convencional y mecanizada método caserones y pilares

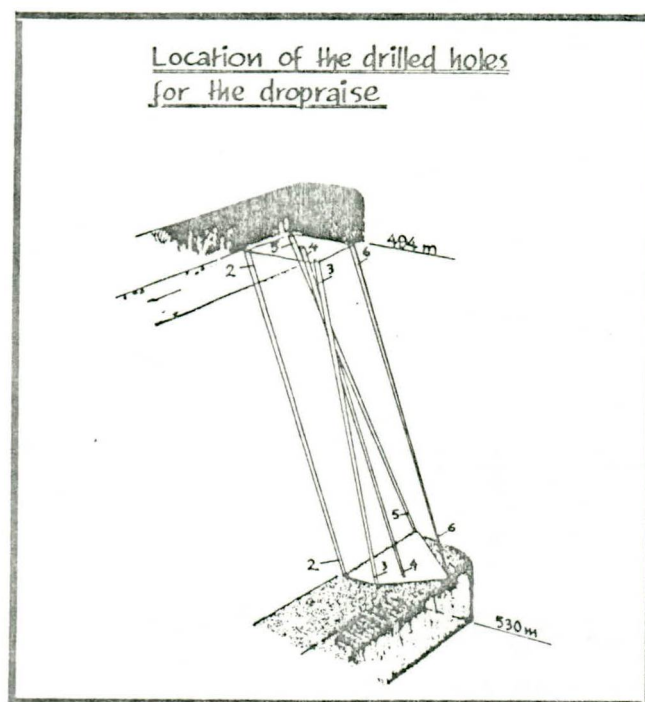


Figura 21. Desarrollo de chimeneas (dropraising) con voladura tipo crater (Mina Fabian - Suecia)

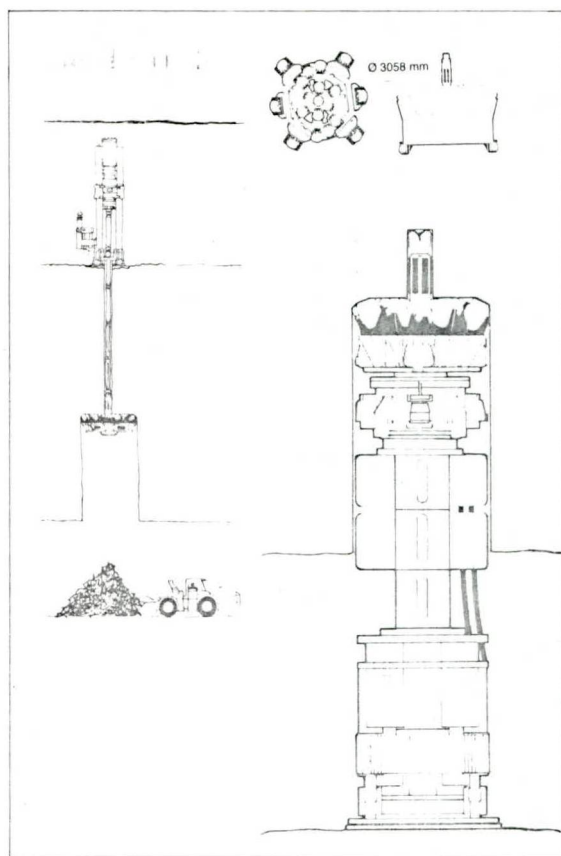


Figura 22. Principio mecanizado de desarrollo de chimeneas/piques ciegos a sección completa. NOTA: Cabezas escariadoras extensibles.

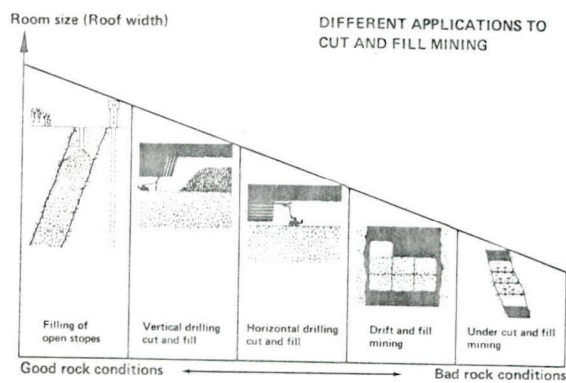


Figura 23. Diferentes aplicaciones de la explotación por corte y relleno.

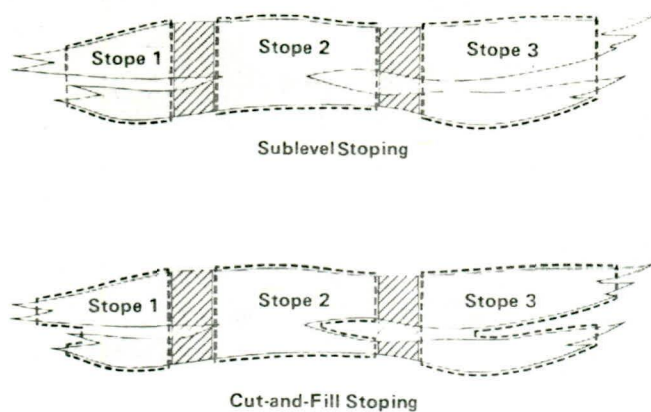


Figura 24. Explotación de cuerpos mineralizados idénticos por dos métodos alternativos: realce por subniveles y por corte y relleno.

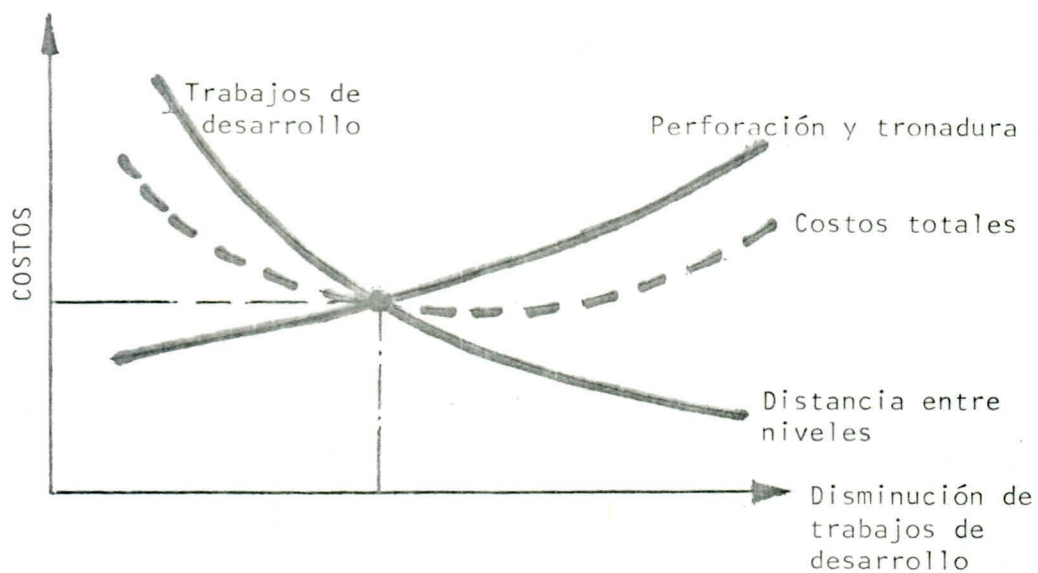
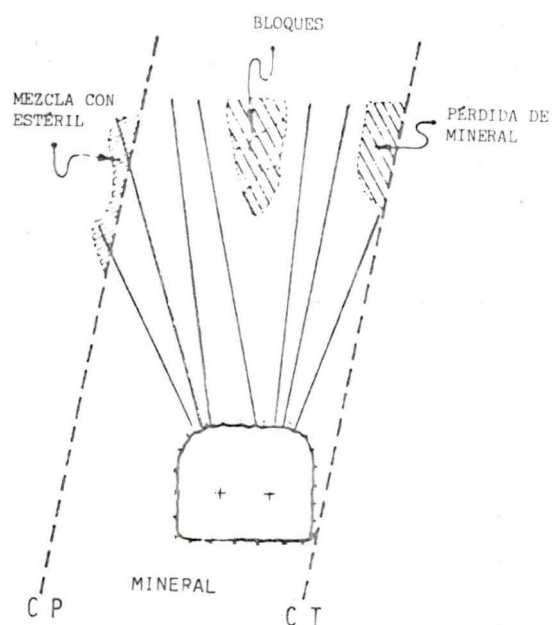


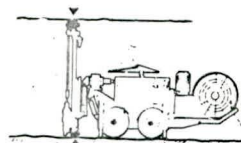
Figura 25. Influencia de la variación de la cantidad de trabajos de desarrollo en los costos totales, método realce por subniveles.

PERFORACION EXACTA

COMO MEJORAR LA PRECISION DE LA PERFORACION



EQUIPO ESTABLE Y PESADO



TECNICA ESPECIAL DE EMPATE



BARRA ESPECIAL CORTA CON BOCA RETRACTIL Y COPLAS ESTRIADAS O TUBO GUIA.

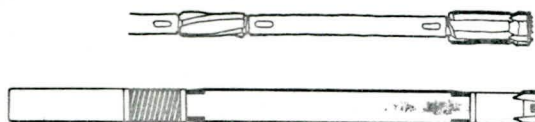


Figura 26. Importancia de la perforación exacta

	PNEUMATIC BUA	PNEUMATIC PROMEC	HYDRAULIC SIMBA
DRILL RIG			
ROCK DRILL	BBC 120 F	COP 131 EL	COP 1038 HL
DRILL ROD	R32/1.8 M	R32/1.8 M	T38/1.2 M
PENETRATION RATE CM/MIN - 2ND ROD	100	130	180
CAPACITY (2) DRILL M/MANSHIFT	37	56	125
BIT TYPE			
BIT LIFE, M	250	250	360
TOTAL ENERGY CONS KW	78.3	118.1	45
ENERGY CONSUMP. KW/DRILL M.	2.12	2.12	0.36

(1) EL SOLDADO MINE (CHILE)

(2) PER 1 ROCK DRILL ONLY

Figura 27. Perforación de tiros largos. Comparación entre diferentes perforadoras - Ø 64 mm. (1)

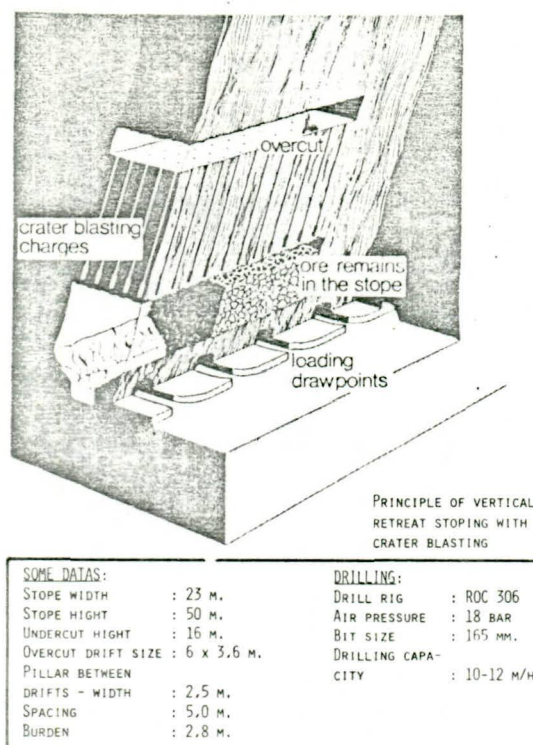


Figura 28. Método V.C.R. - Mina El Soldado (Exxon-Chile)

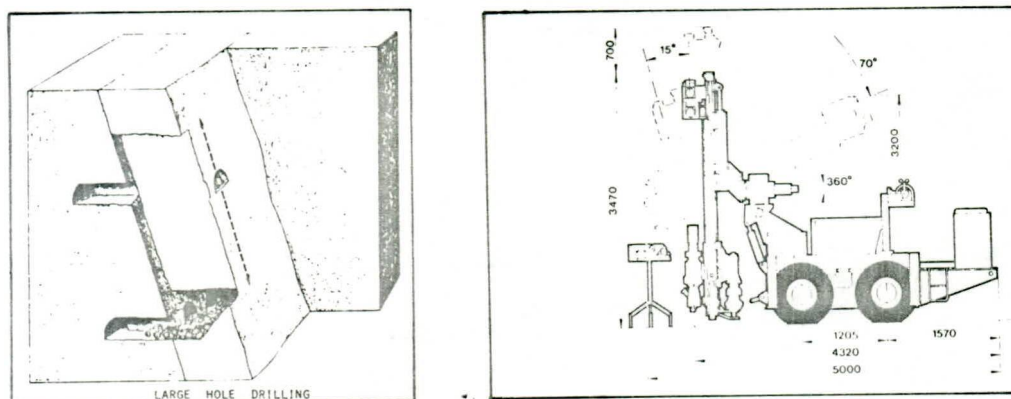


Figura 29. Perforación de tiros largos en cualquier dirección

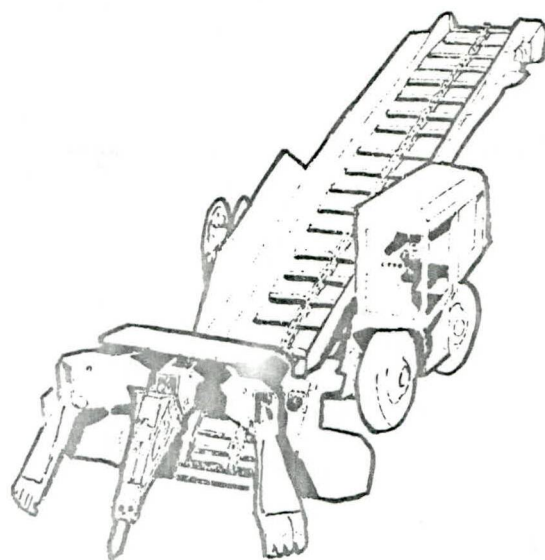
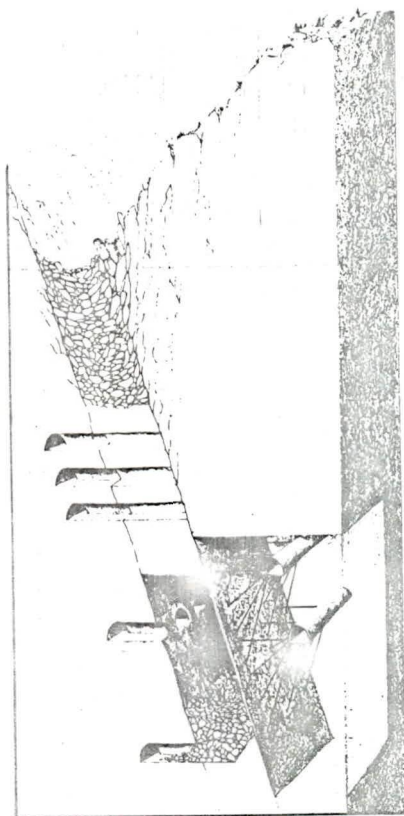


Figura 30. Equipo cargador electro-hidráulico para trabajo pesado, Haggloader, para operaciones sin la utilización de tendido de rieles.



CABLE REINFORCEMENT

Figura 31. Principio de fortificación con cables.

DISEÑO DE PIQUES DE TRASPASO
MINA RIO BLANCO

=====

Autor:

RICARDO TORRES SALAMANCA

División Andina
CODELCO CHILE

=====



RESUMEN

Este trabajo es una sinopsis de conceptos asociados al diseño de piques de traspaso, en la realidad operacional de la Mina Río Blanco.

Rara vez un ore pass es diseñado en forma óptima en sentido estricto porque usualmente su ubicación, que incide fuertemente en el diseño, es inevitablemente determinada por un sistema de instalaciones, para el cual se ha planeado la disposición más conveniente desde el punto de vista de la rentabilidad de la Empresa.

Tales instalaciones, como plantas de chancado, tolvas de almacenamiento, disposición de correas transportadoras, etc., son elementos que derivan pocos grados de libertad al proceso de diseñar un ore pass.

No obstante, si bien una cuestión primaria como es la ubicación del ore pass no es una variable que controla un diseñador totalmente, al menos es determinable un área en la cual yacerá, y desde ese punto de partida pueden desarrollarse todos los conceptos que favorezcan su vida útil y operación, que es la transferencia de mineral con interrupción controlada.

GENERALIDADES

Los piques de traspaso u ore passes son unidades que permiten la transferencia vertical del mineral, aprovechando la economía de la gravedad.

Tomando en cuenta que el circuito de beneficio de mineral se inicia en la planta de chancado primario, algunas veces conectan los niveles de producción con dicha unidad en forma directa, y en otras no. Ello depende de la extensión de la zona en producción, o más precisamente de la relación espacial que existe entre el área de producción y la planta de chancado.

El ore pass es un elemento que si pudiera operarse permanentemente vacío, daría flexibilidad a la producción de la mina, en el sentido que proporcionaría cierto grado de independencia a sus metas de interrupciones controladas en la planta de chancado.

En un contexto ideal, puede lograrse una independencia recíproca si entre el ore pass y la planta se sitúa además una tolva de almacenamiento que de mantenerse llena daría a ésta una cierta autonomía respecto de los acontecimientos de la mina.

En la mina Río Blanco, características propias de su sistema de recolección de mineral ha impedido ubicar los ore passes en rocas de gran competencia y, por tanto, deben operarse llenos para favorecer la estabilidad de sus paredes e instalaciones. En consecuencia, el esquema de trabajo actual está alrededor de operar con ore passes llenos y tolva pre primaria semi llena, con lo cual se espera satisfacer el criterio de autonomía recíproca entre mina y planta.

Perjuicios adicionales asociados a la operación con pique vacío,

se derivan de las dificultades para controlar el flujo; ellas son trastornos en el sistema de ventilación y en los accesos a las estaciones de control. La caída de mineral desde gran altura ejerce un efecto de pistón, desplazando grandes masas de aire y polvo hacia las líneas de aire fresco, y su acumulación en los accesos a las estaciones interrumpe u obstaculiza la circulación de personal, perdiendo un punto de control.

La decisión forzada de operar con piques llenos para evitar su virtual destrucción es a expensas de favorecer el enlampamiento, que se agudiza durante el deshielo, y por ende, sensibilizar la aparición de - - trancas que interrumpen el flujo de mineral. Además, la misma medida incorpora una mayor rigidez al proceso de homogenizar la ley que se entrega al circuito de beneficio. Por tanto, esta última acción ha debido partir ya con esmero en la propia extracción, que se realiza obviamente en el nivel de producción. Sin hacer abstracción del aspecto económico, el diseño de un pique de traspaso apunta a conseguir que la circulación de mineral sea totalmente expedita y controlada, de tal forma que la masa fluya cuando lo desee la operación.

El mecanismo utilizado para establecer el flujo, graduar o retener, se conoce como estación de control. Gran parte del éxito del funcionamiento del ore pass está en el diseño de sus estaciones de control, elementos intermedios que permiten controlar los ore passes por tramos.

De menor importancia como obras en un pique, son las estaciones de inspección; sin embargo, permiten un acceso seguro a la observación del interior, para conocer su estado o planear descolgadas de trancas de mineral. Las estaciones de inspección otorgan toda una gama de posibilidades de acción, al permitir el acceso al pique,

Todas las instalaciones de un ore pass son muy importantes. Como el lucro cesante inherente a una interrupción del flujo de mineral puede llegar a ser muy alto, debe resistirse razonablemente la tentación a proyectar una infraestructura dispendiosa, tomando como factor de causalidad la dificultad cierta de medir en forma precisa sus solicitudes. Por ello, en la práctica juega un papel preponderante la reunión de antecedentes sobre obras similares existentes en otras faenas, y el know - how de los diseñadores.

1. Factores que inciden en el Diseño

Los principales factores que deben ser considerados en el diseño de ore passes incluyen:

a) Su ubicación y dirección:

En esta etapa se toma como referencia el sistema de recolección de mineral (nivel de recolección) y la llegada a la planta de chancado u otro elemento intermedio ya definido.

La figura Nº1 muestra ore pass existentes en Río Blanco.

En ausencia de restricciones conyunturales, el cuadro # 1 propone inclinaciones de ore passes, según si el mineral contiene o no llampo (fino) en cantidad importante ($> 25\%$, considerando sólo la competencia de -

la roca encajadora.

CUADRO # 1			
Tipo mineral	Competencia roca encajadora	Inclinación Ore Pass	Observación
Sin llampo	Buena a Mala	65° - 70°	Fortificac. Probable.
Con llampo seco	Buena a Mala	75° - 75°	
Con llampo húmedo (arcilloso)	Aceptable a buena	80° - 85°	Fortificac. inevitable
	Deficiente a Regular	75° - 80°	

b) Granulometría:

La experiencia muestra que en condiciones normales, los ore passes no evidencian alta frecuencia de trancas si su menor dimensión transversal es entre 4 y 6 veces el diámetro del mayor bolón.

El cuadro # 2 muestra la relación anterior para cada ore pass.

CUADRO # 2	
Relación tamaño de la Roca v/s Sección Transversal (Δ)	
(Antecedentes de Diseño)	
Ore Pass	Δ
Ore Pass # 136	4.7
Ore Pass # 236	4.7
Ore Pass # 3	4.7
Ore Pass # 4	5.6
Ore Pass # 5	2.5
Ore Pass # 6	2.5

Nota: Se ha tomado como referencia la abertura de las parrillas en el nivel de producción, más un 50% adicional.

c) La Resistencia al corte de la masa mineral

Los finos húmedos dan al agregado una extraordinaria resistencia al corte, generando colgaduras de mineral.

Durante el deshielo la frecuencia de trancas en la Mina Río Blanco aumenta al doble, con el agravante que las trancas pueden durar meses sin resolverse.

d) La altura de caída del mineral v/s la resistencia de la roca de caja al impacto.

El factor preponderante en los caseroneos de piques es este punto; por tanto su prevención vía fortificación selectiva del ore pass tiende a soportar el sobretrabajo de algunos sectores de los ore passes. Si el trazado de un ore pass obliga a hacer abstracción de las características de la roca encajadora, la fortificación es casi inevitable so pena de abandonarlo, incurriendo en un cuantioso costo de oportunidad. Preferentemente la fortificación se realiza con pernos grouteados de 1.8 metros de largo, tomando sí la precaución de emplear elementos de regular tamaño para que su eventual deslizamiento o destrozo no genere una tranca de proporciones.

La figura N°2, muestra fortificaciones realizadas en Mina Río Blanco.

e) El flujo de mineral y la capacidad de almacenamiento deseada.

La sección de los ore passes debe permitir un descenso de la columna mineralizada controlable por las compuertas de las estaciones de control. No es conveniente que al tratar de cumplir la tasa de producción horaria de la planta, el pique o un tramo se vacíe dejando la estación de control expuesta a la severidad de una caída directa de mineral. Por otra parte, balanceando su longitud y el diámetro del ore pass es dable proyectar una autonomía de producción para la Mina o la planta, según se trabaje con ore pass vacío o lleno. Un criterio usual es tener un equivalente a un día de producción, pero ello puede variar con la confiabilidad de los sistemas de producción existentes o los criterios de mantenimiento puestos en práctica. En cualquier caso, lo usual es que la capacidad del ore pass vaya creciendo en el tiempo, como resultado de los caseroneos o la abrasión.

Como en la mayoría de las minas, el sistema de pique actual en Andina se apoya en tolvas formales de almacenamiento que se muestra en la figura 1.

f) Las condiciones climáticas.

En nuestra División la mayoría de los conceptos de ingeniería consideran un clima caracterizado por fuertes nevazones. De ello no se excluye al traspaso vertical que adquiere una intermitencia perjudicial para el ritmo de producción.

Los diseños no están adecuados para manejar mineral húmedo, por lo cual los esfuerzos se orientan a mantener mineral fresco aún el período de deshielo. Ello obliga a programar parte del hundimiento de bloques a la entrada del deshielo, aproximadamente Octubre - Noviembre del año.

2. LAS ESTACIONES DE CONTROL

Las estaciones de control constituyen agregados estructurales cuyo emplazamiento requiere de un cambio en la dirección del ore pass (figura 1). Normalmente se ubican cada 100 - 150 metros, múltiplos de 50 metros que es la separación existente entre niveles.

La posición de una estación de control en un nivel cualquiera tiene mucho que ver con el desarrollo requerido para accederla desde galerías existentes, y con las facilidades de evacuación del mineral de desarrollo proveniente tanto del acceso como del pique mismo.

Las estaciones de control, figuras 3 al 6, están conformadas de concreto, rieles, vigas, pernos de anclaje, etc., y han ido evolucionando en cuanto a diseño. El concreto desempeña un papel de relleno que permite el asentamiento adecuado de las estructuras metálicas, y como soporte de los esfuerzos que deriva la operación misma. Usualmente el hormigón es armado, y la malla va unida a pernos-roca (dowels) que en último término resisten el trajín de la producción. Sobre el hormigón se ubican rieles de 60 lbs. soldados a vigas sumergidas en el concreto, para otorgar la resistencia a la abrasión.

Los rieles son de un tamaño manejable tanto en su postura como en su extracción de la estación.

Es fundamental la unión de los rieles a las vigas porque si uno de ellos colapsa prematuramente afectará al resto, y el tramo de rieles puede desaparecer en días.

Inicialmente la unión de los rieles era de tope y fue usada en los ore pass 136 y 236 con resultados satisfactorios. Posteriormente, a partir del diseño del ore pass # 4 se mejoró la unión, y el asentamiento de los rieles se preparó sobre una viga "T" que presenta mayor superficie soldable tanto a rieles como dowels. Los resultados son buenos.

Las estaciones de control poseen además un brocal al que traspasa el flujo liberado por la compuerta (figura 5). Su fortificación es similar a la estación misma en cuanto a los elementos usados y lleva a su alrededor un muro de madera o concreto para evitar caídas al interior del pique.

El diseño de una estación debe considerar, aparte de robustez para resistir las sollicitaciones, espacios seguros desde donde los operadores puedan preparar un destranque del pique, o de los cuales puedan arrancar con rapidez en una descolgadura espontánea.

Todo el personal operador trabaja utilizando "Colas de seguridad" que los resguardan de caídas al interior del ore pass.

Toda la estructura es acero A37-24ES.. y la soldadura de la serie E60 ó E70, de toda posición, o E11028.

Los tipos de estaciones se verán enseguida, haciendo especial referencia a su elemento más importante que es la compuerta.

a) Estaciones con compuerta de Guillotina. (ver figura 3)

Conceptualmente la fortificación es la misma a la anotada en los párrafos precedentes.

Sin embargo, nótese que se requiere bastante excavación al techo y una visera de concreto enrielado para esconder la compuerta. En la medida que la compuerta crezca para facilitar el flujo de mineral, crecerá también esta obra.

La visera presentada en la figura es bastante resistente y usualmente no sufre reparaciones significativas durante la vida del ore pass.

La compuerta de guillotina se desliza en correderas de cañería cuyo alineamiento debe ser muy bueno para evitar que se apriete.

Las guías que deslizan la compuerta sobre correderas son medias cañas de tubo que con el trajín de la producción se descentran. Ello ocurre especialmente cuando sobre la compuerta tiene acción directa la caída del mineral, por no existir un colchón de roca amortiguador.

La agilidad de este tipo de compuerta para cortar el flujo de mineral es aceptable, porque la gravedad ayuda su caída. Sin embargo, la cortadura no es totalmente satisfactoria ya que si la compuerta se apoya sobre un trozo grande de roca seguirá escurriendo mineral hasta que el flujo se interrumpa solo o la compuerta deba subir y bajar hasta que encuentre un frente de mineral adecuado a la cortadura.

La compuerta pesa alrededor de 1,5 toneladas; todo es acero A37-24ES y la superficie expuesta a la abrasión lleva planchas de acero T-1 o Durcap, soldadas.

El accionamiento es con un pistón de 12" de diámetro, y la presión en la frente es de alrededor de 85 - 90 psi. Debe cautelarse y asegurarse la compuerta a movimientos inesperados por falta de aire comprimido.

b) Estaciones con Compuerta de Parche. (Ver figura 4)

La excavación es distinta y menor que en el caso de guillotinas.

Una ventaja de esta compuerta está en el mejor desplazamiento que tiene el personal para planificar y ejecutar un destranque. De hecho la observación de la colgadura es menos riesgosa que en el caso la guillotina, que da menos abertura a la observación y el personal debe agacharse.

La cortadura del flujo es deficiente, ya que la compuerta tiende a provocarlo apretándolo contra el fondo de la estación y ejerciéndole un movimiento de levante. Por ello, el control del flujo en ore pass con es

te elemento no es óptimo en presencia de roca de granulometría irregular o superior a 13".

Los puntos más sensibles a la reparación son los que permiten el movimiento de la compuerta, deben proyectarse tan robustos como sea posible, ojalá con ejes superiores a 2 1/2" y planchas de soporte superiores a 1" de espesor. Se comprenderá que estos puntos no son lubricables, debido a la cantidad de polvo en suspensión; por tanto, la abrasión es muy fuerte.

Tanto la compuerta de guillotina como de parche son elementos rígidos -en menor grado esta última-, que transmiten a sus soportes y topes las solicitaciones que están resistiendo; por esto todos sus elementos relacionados deben ser adecuados.

c) Estación con compuerta de Cadenas. (Ver figura 5)

Este diseño obedece fundamentalmente a la propiedad de las cadenas de ser flexibles a las solicitaciones del flujo de mineral.

El corte de flujo se realiza por su dificultad para desplazar las cadenas; por tanto estas son del tipo buque, dispuestas en forma de cortina al sentido del flujo.

Dado que las cadenas se "inflan" con la solicitación, es necesario que apoyado en el piso exista bastante cadena para contrarrestar el efecto.

Las cadenas, tal como las compuertas de parche, permiten una mayor abertura al paso del mineral, y no requieren de excavaciones importantes al techo.

Este tipo de compuerta puede usarse con un modelo de estación más pequeña, reduciendo los costos de fortificación.

Para favorecer la respuesta de la cortina al corte del flujo, se ubica en su extremo inferior una viga (o bloque de concreto) atravesada - para dar más peso a las cortinas.

Las cortinas son dobles, pesan 7,5 toneladas aproximadamente y van suspendidas de una viga mediante cáncamos apernados. Su accionamiento es con huinche de 4 toneladas.

El resultado de las compuertas de cadenas ha sido satisfactorio - en algunas estaciones y en otras no.

Las causas más evidentes están alrededor del comportamiento de la cortina a cortar con rapidez el flujo. Como el proceso de corte es por la vía de obstaculizar la circulación, se dan ocasiones en que el peso de la cortina es insuficiente para interrumpir el flujo en forma oportuna. - Ello se podría mejorar bajando la inclinación del fondo de la estación pero a expensas de una mayor acumulación de llampo y con ello reducción de la abertura de descarga. Otra forma sería aumentar la longitud de apoyo

de las cadenas en el fondo, pero la catenaria resultante al levantarla no facilita el escurrimiento del material.

d) Estación con Fingers Gate (Figura 6)

Estas compuertas de reciente utilización en nuestros ore passes, son una síntesis de las ventajas de congéneres.

Poseen aún mayor habilidad que la compuerta de parche en cuanto a la facilidad del desplazamiento dentro de la estación, minimizando los riesgos de la exposición a caída de rocas. Un destranque puede atacarse abriendo sólo uno de los dedos de la compuerta.

Por su geometría, cortan el flujo con mayor facilidad que la compuerta de parche ya que sus "dedos" no tienen problemas para penetrar en el mineral.

La respuesta al corte de flujo en presencia de bolones de gran tamaño es mejor que la compuerta de guillotina ya que el caudal es regulado en forma selectiva. Una roca que obstruye un sector del frente de corte no genera un escurrimiento a través de toda la abertura, porque cada dedo controla el flujo. Para ello se emplean cilindros de 12" ϕ x 66" x 3".

Su movimiento en forma de parche no requiere de grandes excavaciones, pero tiene mayor gastos de inversión en su accionamiento.

Pese a que el conjunto es rígido, la sollicitación del flujo es -- contra un elemento que transmite cargas a los pistones, y por tanto encuentra algún grado de amortiguación en el aire comprimido. Por lo mismo las válvulas deben quedar completamente cerradas para evitar que fugas de aire, o este tipo de cargas, haga ceder los dedos perdiendo el control del mineral.

Ese efecto también se presenta en las compuertas de parque, pero minimizado, en virtud de su incapacidad para cortar en forma perfecta, como ocurre con la compuerta de dedos.

El giro hacia la utilización de fingers gate en ore pass se ha hecho pensando también en la difícil reparación de las compuertas en general. Este tipo no requiere el desmontaje completo de la compuerta como en los otros casos, sino del dedo objeto de reparación.

Su peso aproximado es de 900 kilos (total 2.700 kgs.), y las planchas de desgaste pueden ir apernadas, pues su desmontaje y montaje no requiere desmontar el dedo. Por tanto se mejora la rapidez de la mantención/reparación.

Ello no es posible en la variedad de guillotina pues aparte de no existir espacio para el apernado de las planchas, su mantención/reparación obliga al desmontaje completo de la compuerta.

3. LAS ESTACIONES DE INSPECCION

Estas obras se posicionan en lugares de interés desde el punto de vista de la roca del ore pass y del estado final de su desarrollo; considerando las complicaciones inherentes al desarrollo de sus accesos horizontales.

En el fondo, el factor predominante es evitar dejar tramos de pique inalcanzables al destranque.

La figura 7 muestra un tipo de estación de inspección, poniendo énfasis en su fortificación.

El diseño considera que la estación debe autosoportarse asumiendo un caseroneo bajo el piso. Tal es la razón de sus dimensiones, su armadura y enrielladura al piso, y la presencia de marcos de acero interconectados por rieles y el concreto; todo agregado para darle un comportamiento global en la eventualidad de que por caserones del ore pass, ésta quede colgando.

Costos de Inversión:

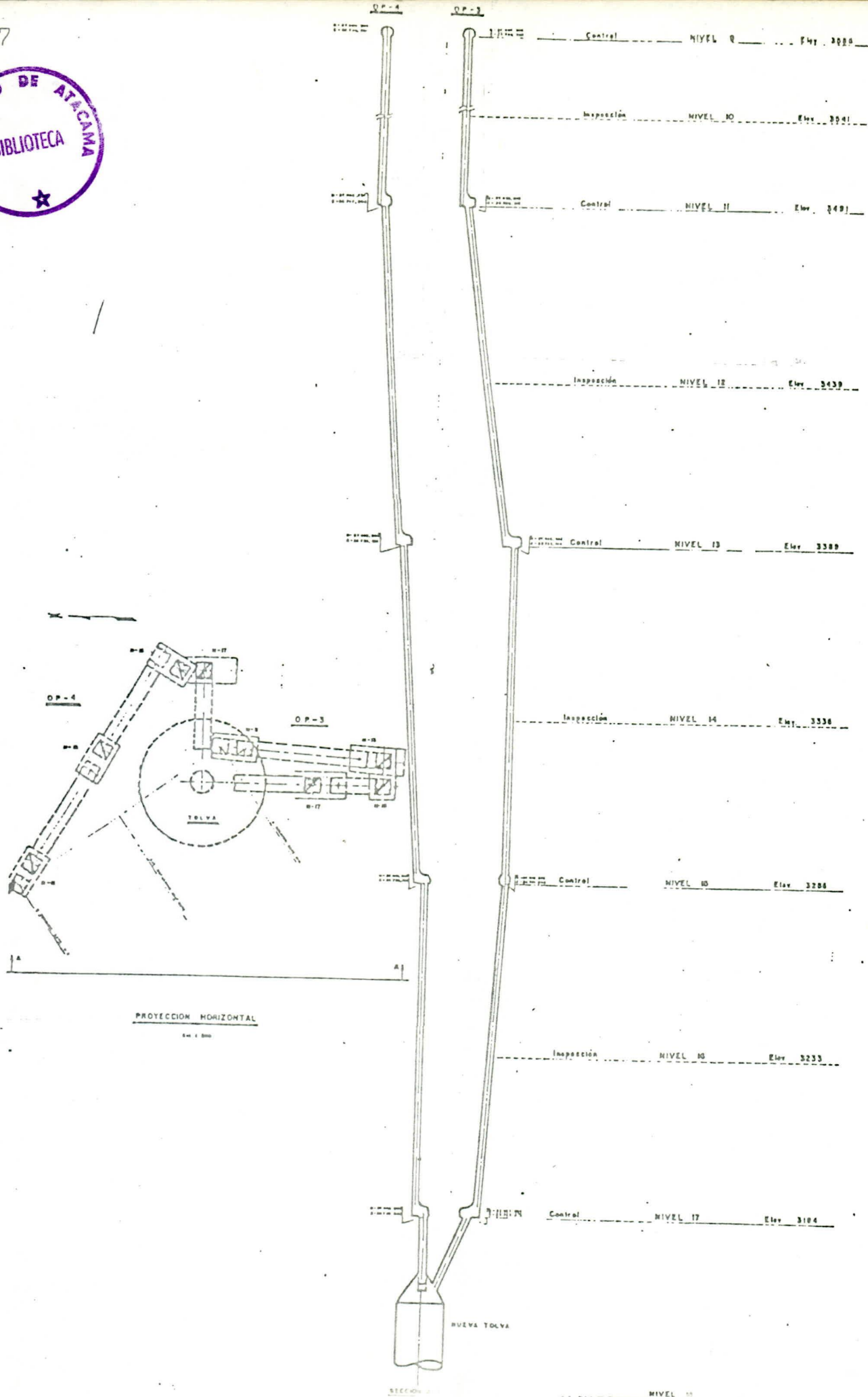
Un ore pass de aproximadamente 400 a 450 metros con tres estaciones de control y dos de inspección tiene un costo que va desde US\$600.000 a US\$800.000, dependiendo de su diseño y método de desarrollo.

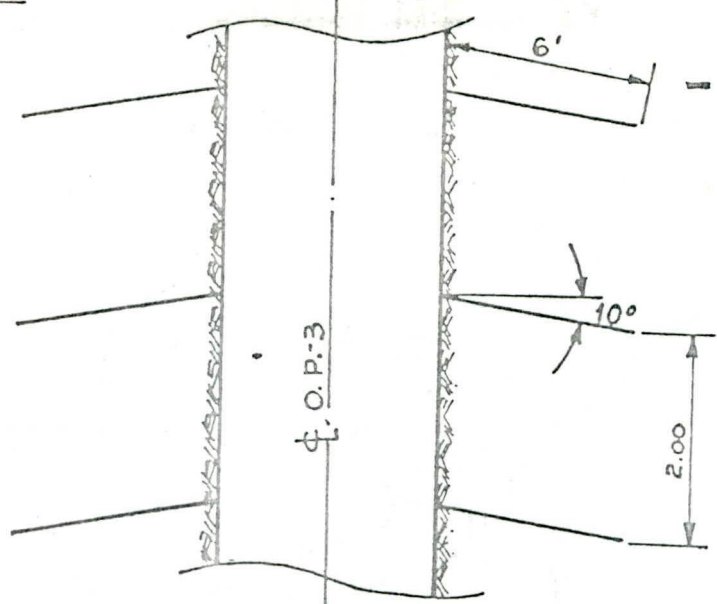
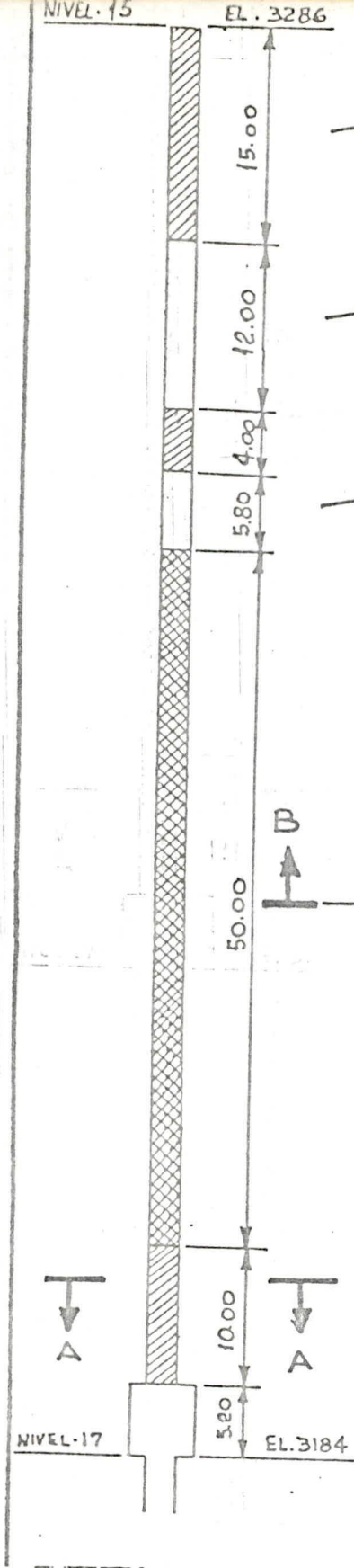
Una estación de control conlleva aproximadamente 50 HD en su excavación y 350 HD en las obras de construcción.

Una estación de inspección significa aproximadamente 30 HD en excavaciones y 150 HD en su construcción.

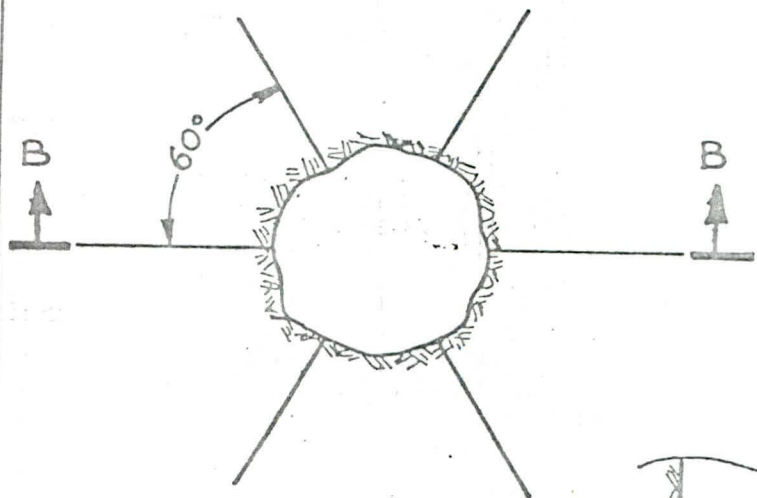
Referencias:

1. Documentos internos del Depto. de Ingeniería Mina División Andina.
2. Mining Engineering Handbook, SME, versión 1973.



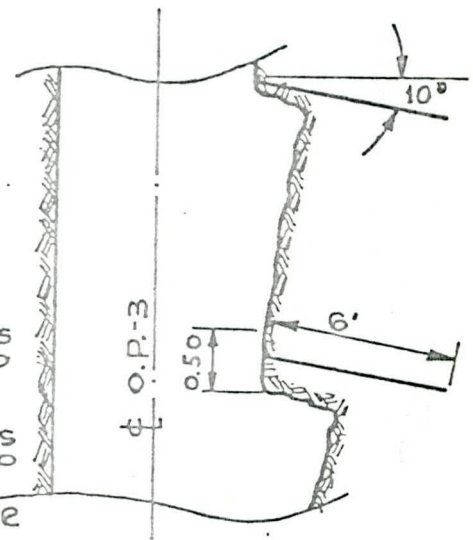


SECCION B-B
1:75



SECCION A-A
1:75

- FORTIFICAR SOBRE LOS ESCALONES COLOCANDO 3 FIERROS A 60° POR CORRIDA.-
- LA CANTIDAD DE CORRIDAS ES SEGUN TERRENO, PERO LA DISTANCIA ENTRE ELLAS DEBE SER INFERIOR A 1.0 M. (VER DET. ①)



DETALLE ①
1:75

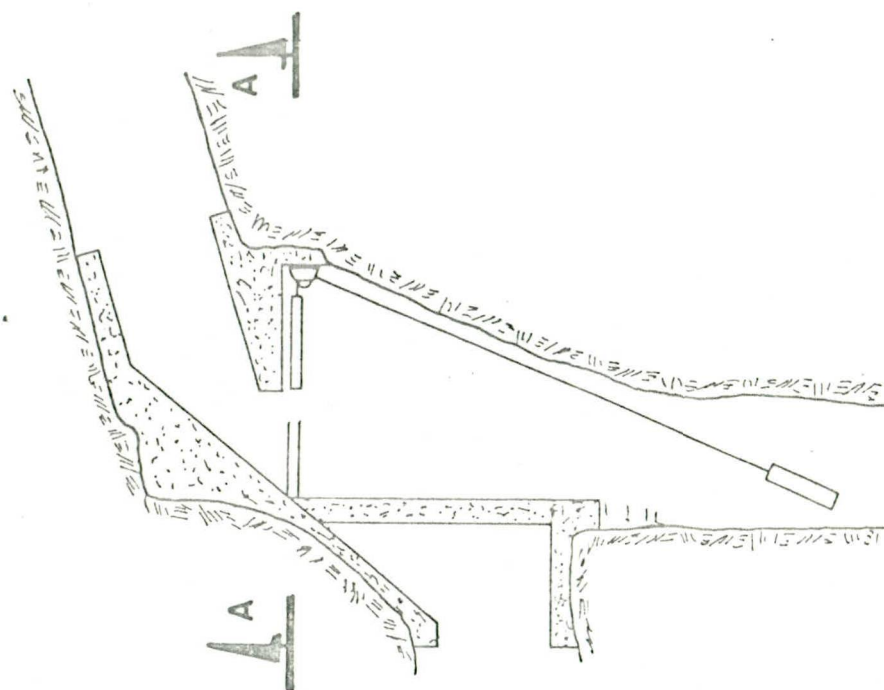
PERFORAR A 6'
FORTIFICAR CON FIERRO DE CONSTRUCCION GROUTADO DE 1" Y 1.70 m PROFUNDIDAD (6 FIERROS POR ANILLO)

ZONA DE FORTIFICACION

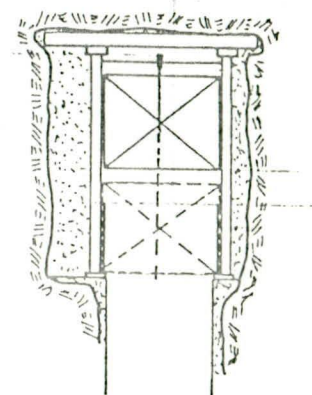
ZONA DE FORTIFICACION ESPECIAL.-
(FRACTURAMIENTO ESCALONADO)
FORTIFICAR SOLO LA PARED ESTE (50 MTS. APROX. VER DET. ①)

FORTIFICACION

COMPUERTA DE GUILLOTINA

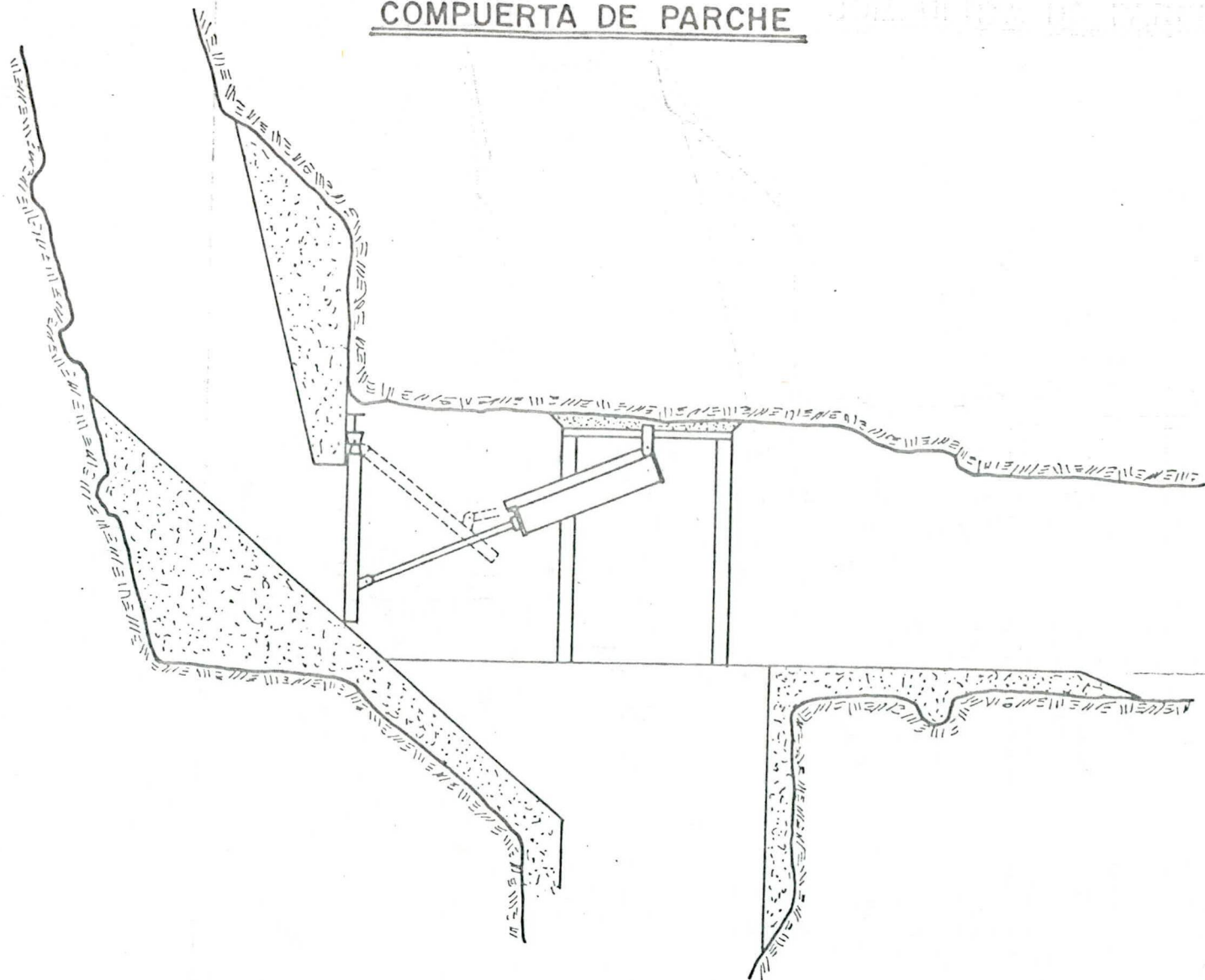


SECCION LONGITUDINAL



SECCION A-A

COMPUERTA DE PARCHE



PERFIL LONGITUDINAL

FIGURA Nº 4

COMPUERTA DE CADENAS

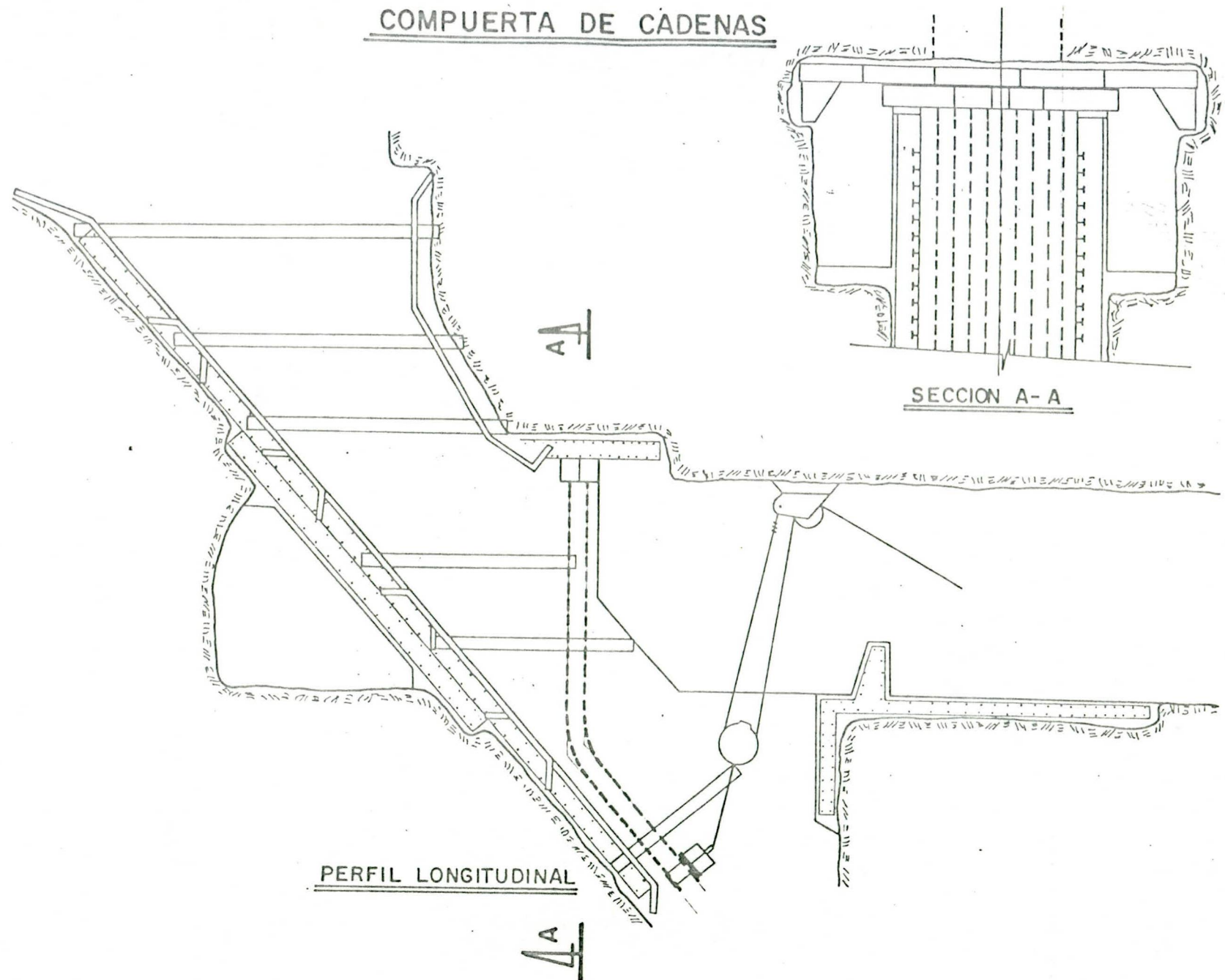
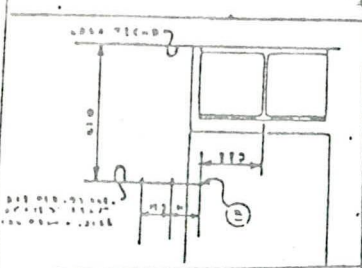


Figura Nº 5

1000



A diagram of a bent pipe assembly. The horizontal distance between the two vertical sections is labeled as 400 mm. The vertical height of each section is labeled as 100 mm. The total length of the pipe is indicated by a dimension line at the bottom, labeled as 600 mm. The pipe is shown in cross-section with a diameter of 50 mm.

SECCION AL RESTACION
1. PB

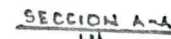
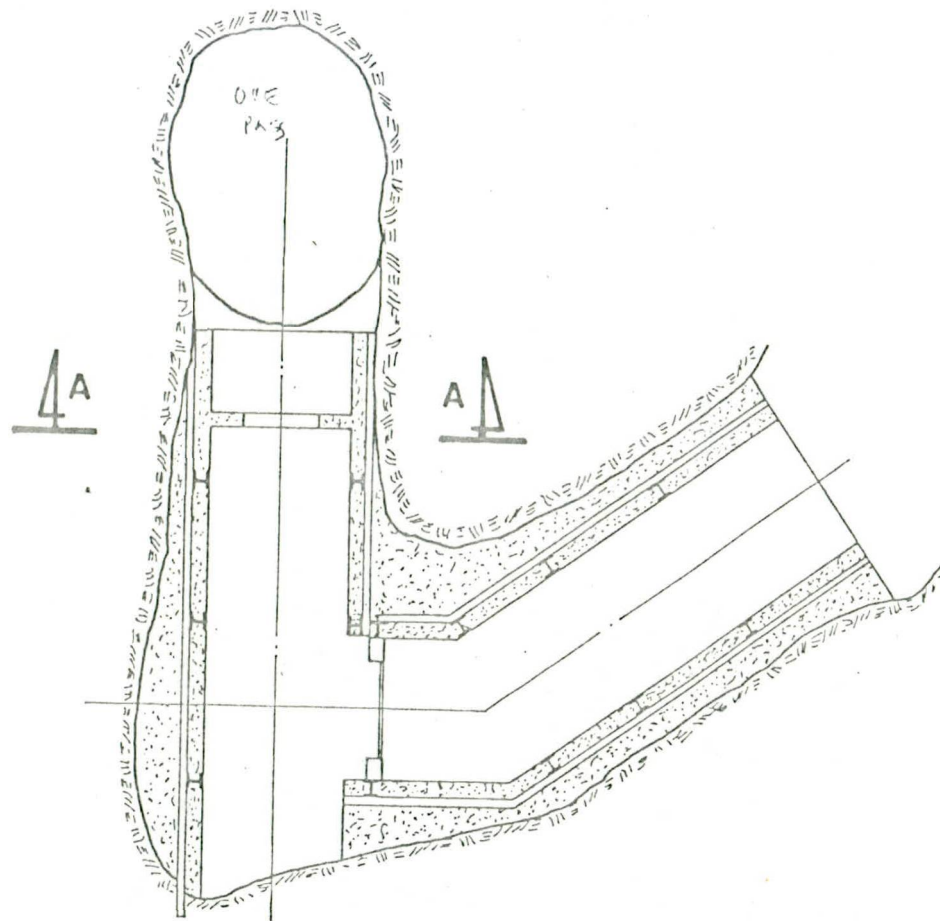
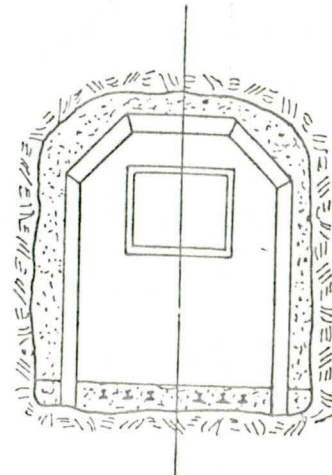


Figura 16

ESTACION DE INSPECCION



PLANTA



SECCION A-A

EXPERIENCIA CON MAQUINA RAISE BORER EN

EL SALVADOR

Autor:

JORGE J. PONZE CASTILLO

CODELCO - CHILE
División Salvador
=====

I N D I C EINTRODUCCION

- I.- ANTECEDENTES GENERALES
 - Objetivos de las chimeneas
 - Características del terreno
 - Medios de transporte
- II.- CARACTERISTICAS DE LA MAQUINA
 - Diseño de la estación
 - Tipo de máquina
 - Mano de obra
 - Equipo de perforación
- III.- ANTECEDENTES HISTORICOS EN EL SALVADOR
- IV.- PERFORACION DEL PILOTO
 - Instalación y empatada
 - Velocidad de rotación y empuje aplicado
 - Elección del bit piloto
 - Fluídos de barrido
- V.- ESCARIADO
- VI.- CONTROL Y MANTENCION DEL EQUIPO
- VII.- RENDIMIENTOS Y COSTOS
 - Anexo 1
 - Anexo 2
 - Anexo 3

EXPERIENCIA CON MAQUINA RAISE BORER EN EL SALVADOR

INTRODUCCION:

Durante los últimos años, una de las novedades más notables que se han introducido en el desarrollo tecnológico minero de nuestro país, es sin duda la aplicación de las perforadoras de chimeneas a sección completa. El primer antecedente se tiene en La Andina, donde se contrataron en 1970 los servicios de una máquina con asesoría extranjera para hacer tres chimeneas de 6' de diámetro; posteriormente se gestionó la compra de una Dresser 800 en la División El Salvador de CODELCO - CHILE en 1975 y en la actualidad, ya se tienen antecedentes de la máquina Dresser 500 que funciona en El Indio. Este trabajo intenta entregar la experiencia obtenida del funcionamiento de este equipo en El Salvador, dentro de un marco estrictamente operativo, junto a una visión de costos generales.

I.= ANTECEDENTES GENERALES

Objetivo de las Chimeneas

El campo de aplicación que se le ha dado a la máquina RB 800 de El Salvador, está orientado a los siguientes objetivos:

- a) Chimeneas de traspaso (ore pass)
- b) Chimeneas de ventilación
- c) Chimeneas de acceso o Man Way

a) Las chimeneas de traspaso de mineral son las que han tenido la mayor demanda, debido a las necesidades de expansión especialmente de las secciones con sistema de acarreo montado sobre neumáticos o LHD. Estas chimeneas por lo general son de 8' ó 6 pies de diámetro en algunos casos y su longitud fluctúa entre los 60 a 300 metros.

b) Las chimeneas de ventilación, como su nombre lo indica, su objetivo principal es proporcionar entradas de aire fresco o salidas de aire viciado a los distintos sectores de la mina. Generalmente son de 8' de diámetro.

c) Finalmente, las chimeneas de acceso o MW, se construyen de 4' de diámetro para los accesos escalerados y 8' de diámetro para los mecanizados.

Características del Terreno

Por lo general, las características del terreno son bastante irregulares, por lo que las condiciones geológicas que afectan al funcionamiento de la máquina son raramente predecibles con exactitud y cuando lo son hay dificultad para estimar demoras que pueden haber debido a esto.

Basados en predicciones geológicas y algunas observaciones en terreno, podemos estimar cuatro clases de terreno:

1. Terreno Competente (Pórfido "K", zona de sulfatos).
2. Terreno Moderadamente Competente (Pórfido "X", cuarcífero).
3. Terreno Incompetente (Andesita buff, andesita biotizada, pórfido "L").
4. Terreno muy Incompetente (pebble dikes, fallas, contactos).

Esta estimación es aplicable solamente a terrenos no afectados por presiones producidas por hundimientos, etc.).

Medios de Transporte:

Para llevar el equipo al sitio de operación, es necesario contar con elementos capaces de trasladar las pesadas piezas que componen la perforadora y sus accesorios. Para tal efecto, se cuenta con locomotoras, carros planos standard y especiales; además del equipo rodante LHD



("scooptrams"); también para traslados verticales, se cuenta con un Man Way mecanizado y equipo especial para casos muy particulares. Por lo general, estos movimientos se hacen en cambios de turno o en cualquier momento en que no se entorpezca la marcha normal de la mina, puesto que en estas operaciones se requiere bastante tiempo y flexibilidad con el equipo rodante, que es netamente de producción.

II.= CARACTERISTICAS DE LA MAQUINA

Diseño de la Estación

Básicamente, se requiere una estación de 4,56 m de ancho, 7,30 m de largo y 5,50 m de alto, para las dimensiones de la perforadora; además de espacio para la instalación del transformador de alimentación, - unidad de fuerza y mecanismo de transporte y almacenamiento de barras - (Ver figura N°1). La estación puede ser fortificada con pernos y malla o con marcos, conforme a la naturaleza del terreno.

Tipo de Máquina

La máquina Raise Borer, que actualmente está en servicio en El Salvador desde 1975, consiste en un equipo marca "Dresser Strata Borer - 800" de accionamiento electrohidráulico, acondicionado para perforar con barras de 10" de diámetro x 5' de largo, estabilizadores y triconos de - 12 1/4 de diámetro para tiros pilotos, y cuerpos ensanchadores de 4,6 y 8 pies de diámetro con sus respectivos juegos de "cutters".

Básicamente este diseño ejecuta la perforación de un tiro piloto desde un nivel superior (donde se instala la máquina) a otro inferior, - comunicándolo. Luego, se cambia el bit del piloto y se instala uno de - los cuerpos ensanchadores o escareador, para finalmente ensanchar a sección de chimenea hacia arriba. De acuerdo a lo mencionado, respecto a - los cuerpos ensanchadores, la Raise Borer de El Salvador (en adelante - RB) puede perforar chimenea de 4, 6 y 8 pies y bajo ciertas condiciones, de 10' de diámetro.

Especificaciones del fabricante

Empuje en perforación piloto (Máx.)	375.000 lbs	170.454 Kg
Tracción en el escariado (Máx.)	600.000 lbs	272.222 Kg
Velocidad de accionamiento (variable)	0 a 70 RPM	
Torque de accionamiento	90.000 lbs pies	12.447 Kgm
Motor de accionamiento principal	225 HP	149 KW
Engranajes	3 de reducción de velocidades	
Angulo de inclinación	ajustable de 45° a 90°	
Profundidad máxima de perforación	1000 pies	304.8 mts

Especificaciones Físicas:

Son muy importantes para el transporte y montaje.

Unidad perforadora de chimeneas:

Altura extendida	=	5.41 m
Altura plegada	=	3.51 m
Ancho	=	1.17 m (sin posicionador de barras)
Peso total de la perforadora montada sin incluir unidad de fuerza	=	15.000 Kg.

Unidad de fuerza:

Largo	=	3.48 m.
Ancho	=	0.91 m
Alto	=	1.09 m
Peso	=	6.000 Kg

Equipo de perforación:

Barras de perforación	=	340 Kg
Estabilizadores	=	671 Kg
Escariador de 8'	=	10.400 Kg (armado completamente)

El accionamiento de la máquina parte con un transformador que alimenta con 380 V a un motor de 225 Hp, ubicado en la unidad de fuerza. Este a su vez está acoplado con dos generadores de cc. y bombas hidráulicas; dichos generadores son controlados desde una consola para proporcionar solamente la rotación a la máquina por medio de dos motores también de cc. (se usa uno para perforar el piloto y el otro como dual en el escariado). Este sistema permite gran facilidad en la selección de las RPM, las que como se dijo, varían entre 0 a 70 RPM. El empuje para el piloto o la tracción para el escariado, se obtiene del flujo que proporcionan dos bombas hidráulicas, el que a través de algunos controles direccionales colocados adecuadamente accionan el cilindro de empuje y/o tracción y algunos movimientos en la colocación y/o sacada de barras. También, estos movimientos son controlados desde la misma consola antedicha.

Mano de obra

Para una utilización óptima en las operaciones de raise borer, el equipo es operado y mantenido por personal idóneo, previamente entrenado y capacitado. Este personal consiste en tres operadores, tres mecánicos asistentes y un capataz, los cuales se encuentran bajo las órdenes de un supervisor.

Equipo de perforación

Ya se adelantó algo sobre barras y estabilizadores; falta agregar que son del tipo helicoidal con insertos de carburo tungsteno en las partes de mayor diámetro, para evitar desgastes excesivos. Respecto a los

triconos o bits para pilotos, se usa el Security H8M para roca dura y -- cutters para escariador H10, también Security. Estos últimos son inspec-- cionados y reparados después de cada perforación, a objeto de aumentar -- su vida útil. Actualmente a las barras y estabilizadores se les hace un control periódico por ultrasonidos, para verificar el estado del acero. También se lleva un registro de desgaste y pies perforados en cada uni-- dad. Respecto a los bits, estabilizadores y cutters, que son los elemen-- tos que sufren mayor desgaste, el registro de vida útil es más extenso, agregándose a los pies perforados, medidas físicas como desgaste diame-- tral, colocación de repuestos, costos por reparación, ubicación en el es-- cariador, etc.

III.= ANTECEDENTES HISTORICOS EN SALVADOR

El equipo RB comenzó a operar en El Salvador el 25 de Febrero de 1975, en la construcción de una chimenea de 4' Ø, destinada a ser un MW. Desde esa fecha ha perforado 23 chimeneas, haciendo un total ahora de - 3.627 mts. A excepción de 402 m perforados en División Andina y 148 per-- forados en mina Manto Verde de Punta del Cobre en Copiapó; los 3.077 m -- restantes corresponden a lo perforado en El Salvador. Hasta el OP N° 19 recientemente perforado, van cerca de siete años de uso continuo de la - máquina, con alrededor de 550 mts anuales. La longitud de estas chime-- neas varía entre 60 a 310 mts. En diámetro está distribuido como sigue:

Piques de 4' Ø	=	212 m
Piques de 6' Ø	=	56 m
Piques de 8' Ø	=	3.359 m

Total perforado = 3.627 m

IV.= PERFORACION DEL PILOTO

La operación más problemática y probablemente la que ofrece mayo-- res dificultades en la ejecución de una chimenea es, sin lugar a dudas, la perforación del piloto. Son varios los factores que afectan el traba-- jo de las máquinas RB, entre los cuales podemos citar los siguientes:

- a.- Instalación y empatada.
- b.- Velocidad de rotación y empuje aplicado.
- c.- Elección del bit piloto.
- d.- Fluídos de barrido.
- e.- Estabilización.
- f.- Características de las rocas y geológicas en general.
- g.- Demoras en la operación (cortes de energía, panas, etc.).

a) Instalación y empatada

Una vez construída la estación de perforación, se replantea en - el terreno el punto exacto del comienzo de perforación o empatada, para luego construir una base de hormigón armado y pernos de anclaje debida-- mente nivelado y centrado respecto al eje topográfico del tiro. Después

de esto, se coloca una sub-base metálica apernada al anclaje de la base de hormigón. Sobre esta sub-base va montada la máquina orientada al rumbo establecido de acuerdo a chequeos topográficos. Una vez hecho esto, se compensa la máquina en inclinación, de acuerdo a experiencias anteriores en El Salvador; esta compensación es del orden de 15 a 20 minutos sumados al ángulo teórico. Cuando la herramienta comienza a perforar, la estructura de la máquina reacciona a este empuje levantándose un poco y afectando en forma negativa el ángulo de la perforación, por esta razón se suma esta cantidad positivamente para compensar esta desviación inicial; los valores tomados dentro de este intervalo, variarán de acuerdo a la profundidad del tiro a perforar. De esto se desprende que esta compensación es válida para la RB de El Salvador únicamente, puesto que es un valor empírico que solamente guarda relación con valores de experiencias anteriores en perforaciones y con la máquina de El Salvador. Actualmente se está intentando encontrar una relación más completa de este valor, para un mejor control direccional como se muestra en el anexo 1.

También se toman medidas en la colocación de los estabilizadores. Se empata con el subestabilizador del bit de 12 1/4" de ϕ y luego de cambia el anillo guía de la sarta para continuar con barras de 10" ϕ hasta completar 25' perforados. La razón para hacer esto es que debido al severo desgaste de los estabilizadores hay una tolerancia bastante apreciable entre el anillo guía y la superficie exterior de los estabilizadores, la que podría producir una desviación de proporciones a profundidades. Como en las barras el desgaste es menor, la tolerancia también será menor (lo cierto es que a pesar de la cantidad de metros que se han corrido con estas barras, aún no hay señales de desgaste, puesto que en las inspecciones se han comprobado las 10" ϕ requeridas).

Para un mejor entendimiento, ver figuras N°3.

Una vez efectuada esta primera operación, se colocan cuatro estabilizadores en la punta con el bit, se construye y concreta el sello recolector de polvo ("casing") y se comienza a perforar el piloto. Se ponen los cuatro estabilizadores en la punta para llevar una columna sólida y para no tener que estar armado y desarmado el casing, lo que implica una pérdida de tiempo.

b) Velocidad de rotación y empuje

Antes de determinar esto, es conveniente reunir antecedentes relacionados con la ejecución de chimeneas cercanas a la labor, además de las predicciones geológicas de esa labor en particular; una vez que se tiene una idea global del terreno, se considera una norma a seguir en RPM y libras de empuje o sostenimiento, puesto que llegado a cierta profundidad el peso de la sarta puede exceder al deseado y en este punto se hace necesario sostener la sarta a medida que se profundiza. En El Salvador generalmente las presiones de empuje para un piloto fluctúan entre 15.000 a 22.000 lbs (empujando) y 33.000 a 67.000 lbs (sosteniendo) con una velocidad de rotación de 18 a 25 RPM.

c) Elección del bit piloto

En El Salvador se ha tomado el bit tipo H8M para terreno duro por dos razones: La primera es el hecho de que, como se dijo al principio, el terreno es bastante heterogéneo, encontrándose de todas maneras con terreno duro en algunos sectores, y la segunda, seguramente la más importante, es disminuir el "recorrido del bit", en efecto, se ha comprobado que los bits con inserto tipo botón de carburo tungsteno, tiene menos tendencia - al efecto "bit walking" que los bits con dientes para formaciones medias o blandas. Este efecto constituye un riesgo bastante serio de sobredimensionar el diámetro del tiro durante la perforación y como consecuencia: - La desviación.

d) Fluídos de perforación

Lo normal en la RB de El Salvador es perforar con aire como medio de barrido, cuyo consumo es de alrededor de 960 pies/min. Este aire comprimido se toma de la red de la mina con una entrada de 4" ϕ a la máquina inyectándose al interior de las barras. Por esta vía llega al tricono para cumplir su primer objetivo: Refrigerar los rodamientos del bit, luego sale por los agujeros de barrido para su segundo objetivo: limpiar en fondo del hoyo; datos de investigaciones publicados han revelado que una capa de 0,5 a 5 mm de espesor de detritus, pueden reducir la velocidad óptima en más del 40%, y la velocidad de penetración es una forma de medir la eficiencia de la perforación. Finalmente, el aire arrastra los detritus al exterior a través del espacio anular entre las barras y las paradas - del tiro, pasando por el "casing" y de ahí es conducido a un carro de mina o a una labor conveniente. Este tipo de barrido es el más rápido y - económico, razón por la que se intenta aplicar en todos los casos.

Sin embargo, a cierta profundidad puede suceder que se atraviese una capa de agua subterránea o sencillamente el aire no sea suficiente - para limpiar el fondo y levantar los detritus. Para estas ocasiones se cuenta con equipos de bombeo para trabajar con lodo como medio en el circuito de barrido, que en el equipo de perforación es similar, con la excepción del bit, que para perforación con lodo debe ser cambiado por el tipo de rodamientos sellados. Para ilustrar mejor esta situación se hablará sobre una experiencia:

Hasta una profundidades de 207 m de un total de 273 m, se perforó normal con aire, en ese punto se perdió circulación en el circuito y por esta causa se atascó la herramienta, en estas circunstancias había que - reponer la circulación para retirar las barras a objeto de usar agua como medio de barrido. Para limpiar el tiro se utilizaron dos cilindros hidráulicos recuperados de pala Wagner, para inyectar agua a presión, accionándolos con el propio empuje de la perforadora, una vez conseguido - ese objetivo, se retiró la sarta para cambiar el tricono. La instalación consiste en dos bombas de 75 HP c/u, capaces de impulsar agua a una presión de 120 lbs/ pulg. cuadrada, la que se inyecta al interior de las barras como el caso anterior y dos estanques que reciben el retorno del lodo con los detritus, en el primero se limpia el medio circulante por - sedimentación y una vez limpio, cae por rebalse al otro estanque, donde es tomado nuevamente por las bombas en un circuito cerrado. Ver fig. 4.

e) Estabilización

Sobre la estabilización ya se adelantó algo en la "instalación y empatada". Por razones de experiencia y tiempo, se ha determinado poner cuatro estabilizadores en la punta. No se han tenido excesivas desviaciones, vibraciones ni desgaste significativo en las barras.

f) Características del terreno y demoras en la operación

Solamente se hará mención de estos factores, puesto que no son tan controlables como los anteriores, aunque se cuenta con una predicción aproximada de las características del terreno.

V. = ESCARIADO

Una vez comunicado el tiro piloto, el tricono es retirado para atornillar el escariador; esta operación es bastante delicada, puesto que se está manipulando objetos que pesan del orden de seis toneladas; por esta razón es necesario una comunicación continua entre el personal encargado de esto y el operador de la máquina. Terminado esto, viene la operación de inicio del ensanchado o empatado del escariador, que requiere una tracción ligera o bajar RPM, hasta que los cutters estén en contacto con la frente; una empatada mal hecha puede causar daños a la estructura de los cutters y al escariador mismo. Efectuado el empatado, ya es posible aumentar las RPM y fuerza de tracción para obtener la mejor velocidad de avance. Generalmente, la carga por cutter (son 18 en una chimenea de 8') se mantiene a un nivel en que se absorbe la máxima velocidad de torque disponible para la rotación del escariador, esto es, funciona a un máximo de RPM controlando la fuerza ascendente, atendiendo alguna posible sobrecarga acusada en los amperímetros de la consola, caso en el cual se aliviará de inmediato la presión sobre los cutters. La experiencia indica que se pueden mantener cargas de tracción más altas en roca extremadamente dura y homogénea, que roca blanda o fracturada, por lo que la carga debe reducirse en ocasiones donde se suponga un cambio de formación, áreas quebradizas o derrumbes de la frente; de lo contrario, puede producirse eventualmente el atascamiento de la herramienta o de la sarta. Por estas razones, se debe tener una idea lo más clara posible de las condiciones geológicas del lugar, con la mayor cantidad de antecedentes posibles de la zona en cuestión. La máquina, además, tiene un aparato inscriptor que registra las presiones ejercidas, velocidad de penetración y torque. Son también de gran ayuda, los registros obtenidos desde el piloto por este medio. En El Salvador se ha llegado a determinar algunos perfiles del terreno, basado en las fuerzas, que actúan en la perforación, asesorado por las predicciones geológicas (ver gráficos Anexo 2).

Otra de las razones para poner los estabilizadores en la punta de la sarta, es dejarlos inmediatamente delante del escariador, para ayudar a guiarlo sobre el tiro piloto y eliminar movimientos y fuerzas laterales; esto protege la medida de presión de los cutters y posibles roturas de los insertos.

Los problemas que podrían producirse en un escariado, se reducen solamente al atascamiento de la herramienta, y la extracción de los cortes de roca producidos por éste en forma racional. El primero ofrece mayor peligro por el trabajo que es necesario para recuperar la herramienta, que consiste en bajar el escariador unos cuantos metros y entrar a la chimenea para inspeccionarlo y tomar las decisiones del caso.

Respecto a la inclinación de las chimeneas, la experiencia ha de terminado que es conveniente planificarlas sobre 68° ; aunque la máquina es capaz de perforar con inclinaciones menores, hay dificultades para el escurrimiento de los cortes del escariado.

VI.= CONTROL Y MANTENCION DEL EQUIPO

Además de proporcionar las atenciones habituales durante el funcionamiento, periódicamente se programan mantenciones y reparaciones, - llevando un cuidadoso control especialmente de los elementos expuestos a desgastes más severos, tales como barras, estabilizadores, triconos y cutters, con el mismo personal que opera la máquina. A las barras, estabilizadores y vástago del escariador, se les comprueba el estado del acero mediante pruebas con ultrasonidos; el escariador y "cutters" son inspeccionados cuidadosamente y reparados para prolongar su vida útil. Esta reparación de cutters consiste en reacondicionarlos, cambiarles rodamientos, sellos, lubricantes, etc. Todas las observaciones hechas, repuestos consumidos, ubicación en el escariador, pies perforados, etc., son anotados en un registro de vida de cada elemento.

VII.= RENDIMIENTOS Y COSTOS

Además de lo comentado, cabe agregar que a pesar de que la operación del piloto guarda bastante similitud con perforaciones de tronadura, los objetivos son distintos, puesto que en "raise borers" lo que tiene prioritaria importancia, es llegar a romper el blanco deseado contra los requerimientos de grandes velocidades de penetración de tronadura. - Por este motivo las velocidades de penetración en raise borer, son generalmente menores que las de tronadura. En El Salvador, fluctúan entre 1, 2 a 2,00 m/hora. En cuanto al escariado, la operación ya es más flexible, puesto que ya se cuenta con una guía para conducir el escariador; sin embargo la velocidad se ve afectada por la amplia superficie de ataque y, como se dijo, las formaciones que se atraviesan. Para chimeneas de 8' de ϕ , esta velocidad es de 0,8 a 1 m/hora, llegando a tomar valores de 2,8 m/hora en chimeneas de 4' ϕ . (Ver Anexo 2).

En cuanto a la estructura de costos, se ha determinado la siguiente fórmula para calcularlos:

$$C_T = \frac{C_A \times L}{\eta} + C_B + C_C \times L$$

donde:

C_A	= costos fijos (US \$/hora)	= 54 %
a_1	= mano de obra	= 24 %
a_2	= costo de capital	= 20 %
a_3	= costo de stocks de repuestos	= 10 %
C_B	= costos fijos asociados a la chimenea (US \$)	= 20 %
b_1	= excavación de estación de la máquina	= 3,6 %
b_2	= fortificación de la estación	= 4,3 %
b_3	= base de hormigón de la máquina	= 1,9 %
b_4	= transporte, instalación, montaje	= 2,7 %
b_5	= instalación de líneas de servicio (aire, agua, energía)	= 2,2 %
b_6	= excavación de la estación inferior	= 3,7 %
C_C	= costos variables (US \$/mt)	= 26 %
c_1	= perforación del piloto	= 3,6
	i.- piezas de consumo (bit, estabilizadores, etc.).	
	ii.- energía (electricidad, aire comprimido, etc.).	
	iii.- lubricantes.	
c_2	= escariado	= 15 %
	i.- piezas de consumo (cutters)	
	ii.- energía (electricidad)	
	iii.- lubricantes	
c_3	= mantención y reparación del equipo	= 6,5 %
c_4	= evacuación de los cortes del escariado	= 0,9 %
	= rendimiento	

Para una visión más clara, se ha incluido el porcentaje de incidencia de cada ítem en el costo total. También se adjuntan gráficos de costos de algunos cálculos actualizados (Figuras Anexo 3).

C O N C L U S I O N E S

Las ventajas que presenta el sistema raise borer frente a los métodos convencionales son notables, puesto que se pueden desarrollar chimeneas en menor tiempo y en condiciones más seguras, entregando como resultado una chimenea con paredes lisas, perfectamente limitadas en dimensiones, lo que ha permitido nuevas posibilidades en fortificación de piques. El hecho de estas perfectamente dimensionada la chimenea, aumenta su velocidad de fortificación.

Sin embargo, la principal desventaja radica en su alto costo de inversión; este método de construcción de chimeneas puede ser más caro que los tradicionales, cuando se requieren chimeneas cortas (menores de 45 m aproximadamente), además, en las figuras del Anexo 3 se ve claramente que el costo neto por metro desarrollado es menor a medida que la chimenea aumenta su longitud; luego una faena deberá analizar cuidadosamente sus necesidades presentes y futuras, antes de adquirir un equipo de esta naturaleza. Debido a la elevada inversión que se requiere en la compra de estos equipos, es necesario un alto grado de utilización. Las actividades presentes y perspectivas a futuro, debido a las exigencias de la producción, están llevando a El Salvador a un acelerado desarrollo, en el que se necesitan perforar del orden de 700 m anuales.

Como consecuencia de los resultados satisfactorios en los re-cién pasados años y el alto coeficiente de utilización a futuro es obvio que en El Salvador el sistema raise borer sigue siendo una buena alternativa.

A N E X O Nº1

Se tomaron nueve muestras, que presentan datos comparativos entre ejes de perforación piloto, respecto a sus ejes teóricos, calculados a partir de puntos de inicio y final de la perforación y algunos antecedentes geológicos existentes.

Desviación de rumbos:

Chim. Nº	Distancia Inclinada	Rumbo	Desviación Angular	Desviación Lineal	
10	55,56 (m)	N-30°48'08"W	0°12'45"	0,206 (m)	
13	105,22 "	N-61°44'12"W	0°11'26"	0,350 "	Piques desviados
15	98,45 "	N-07°09'37"W	0°27'14"	0,780 "	A la izquierda
18	273,42 "	N-38°16'49"E	0°21'35"	1,717 "	
19	180,78 "	S-70°41'32"W	0°19'25"	1,021 "	
12	85,00 (m)	S-59°04'30"W	0°12'22"	0,306 (m)	Piques desviados
14	113,49 "	S-81°24'39"W	0°28'49"	0,951 "	A la derecha
16	66,62 "	S-33°39'07"W	0°12'54"	0,250 "	
17	58,60 "	S-14°44'06"E	0°09'23"	0,160 "	

media aritmética desviaciones angulares = 0°17'19"

siendo la desviación standard de las muestras = 0°07'13"

esto acota los rangos en: 0°24'32" (máxima)

0°10'06" (mínima)

Las desviaciones de rumbos se presentan tanto a la derecha como a la izquierda; cabe señalar que en El Salvador no se han hecho compensaciones angulares para este efecto, puesto que sus desviaciones lineales se pueden considerar como aceptables.

Variación de inclinación:

Chim. Nº	Distancia Inclinada	Angulo de Inclinación	Desviación Angular	Desviación Lineal	
10	55,56 (m)	58°08'58"	- 0°09'16"	0,150 (m)	
12	85,00 "	68°29'30"	- 0°04'47"	0,118 "	
13	105,22 "	61°57'15"	- 0°00'30"	0,015 "	puntos de rotu-
14	113,49 "	61°31'40"	- 0°14'05"	0,465 "	ra delante del
15	98,45 "	69°11'18"	- 1°18'45"	2,255 "	punto teórico
16	66,62 "	56°06'31"	- 1°00'05"	1,164 "	



Chim. Nº	Distancia Inclinada	Angulo de Inclinación	Desviación Angular	Desviación Lineal	
17	58,60 "	58°26'20"	- 0°05'22"	0,091 "	
18	273,42 "	73°10'49"	- 1°06'09"	5,261 "	
19	180,78 (m)	60°44'32"	- 0°03'18"	0,174 (m)	punto de rotura atrás del teóri co

Las muestras entregan una gran dispersión alrededor de la media en la distribución de desviaciones angulares; por observación del recorrido del piloto en base al informe geológico; esto se debe a la forma - que intercepta estructuras y diversas condiciones de terreno.

En la chimenea Nº19 por ejemplo, a pesar de haberse instalado - con un ángulo compensado en + 0°24'07", llegó a un punto atrás del teórico. El informe geológico menciona un "pebble dike" de rumbo N-65°W y de 70° de inclinación al NE, en la cota 2570,40 m, lo que debió influir en la llegada atrás del punto teórico (ver figura Nº1).

Para este análisis se ha tomado la chimenea 18, por ser el más - largo (273,42 m inclinado) y por el bajo grado de probabilidades de encontrar discontinuidades estructurales importantes, según informes de - predicciones geológicos confirmado por los resultados obtenidos.

$$\begin{aligned}\text{Variación angular en los 273,42 m perforados} &= 1^{\circ}06'09'' \\ \text{Variación por metro} &= 0^{\circ}00'14,5''\end{aligned}$$

El gráfico de la figura 2 muestra la variación angular en minutos que le corresponde a cada longitud requerida (m), definida por:

$$\gamma = 056 + 4,08X$$

El gráfico de la figura 3 muestra la curva de desviación lineal (m) que corresponde a cada longitud requerida (m), definida por:

$$\gamma = 46,30 + 44,66X$$

El acercamiento al punto deseado depende del ajuste de la compensación al ángulo de inclinación. Esta muestra nos entrega + 0°00'14", - por metro perforado; esto significa 0°24'12" cada 100 metros; confrontado con lo histórico de 0°20'00" cada 100 m, nos da una diferencia mínima.

B I B L I O G R A F I A

- 1.- Revista World Mining, Julio de 1978
- 2.- Revista World Mining, Agosto de 1978
- 3.- Nota Interna DSAL-SM-1025, 1982, W. Alfaro U.
- 4.- Informes Mensuales de Operación Dresser, Mina El Salvador
- 5.- Perforación Mecanizada a Sección Completa
(Memoria de Título 1982, Rubén Miranda Vega, U. de Chile).
- 6.- Technical School Dresser. Ed. 1975.

* * *

SISTEMA DE SIMULACION COMPUTACIONAL PARA EL
ESTUDIO DE ALTERNATIVAS EN LA EXCAVACION DE
TUNELES

autores : Sr. Sergio Godoy F.
 Sr. Orlando Rojas V.
 Sr. Juan Pavea D.

CENTRO DE INVESTIGACIONES Y DESARROLLO TECNOLÓGICO

RESUMEN

S. Godoy (*); O. Rojas (**); J. Navea (***)

Desde la más remota antigüedad el hombre trabajó para abrise paso a través de los macizos rocosos. Dignos de admirar son aquellos túneles del Alto Egipto y de la India, los cuales dan acceso a templos y tumbas, una de las obras más primitivas.

En aquel tiempo, no existía el problema de considerar alternativas de sistemas de excavación (construcción), y menos calcular el costo de su obra antes de iniciarla.

Hoy en día, el conocer este punto es de importancia vital, y el éxito o fracaso de cualquier empresa residirá en la mejor o peor estimación que realice de los costos involucrados en la actividad.

El objetivo de este trabajo es desarrollar un modelo de estimación de costos de construcción de túneles, apoyado por un sistema computacional de cálculo, el cual permite evaluar los costos de cada alternativa de métodos y equipos de excavación posible de aplicar.

El programa considera todo el sistema de operaciones unitarias interrelacionadas y se puede utilizar antes, durante o después de la ejecución del túnel, para estimar, controlar y ajustar o comparar los costos del proyecto.

-
- (*) Sr. Sergio Godoy F., Jefe División Minas, Centro de Investigación Minera y Metalúrgica (C.I.M.M.).
- (**) Sr. Orlando Rojas V., Investigador, Centro de Investigación Minera y Metalúrgica (C.I.M.M.).
- (***) Sr. Juan Navea D., Memorista, Centro de Investigación Minera y Metalúrgica (C.I.M.M.).

1.- INTRODUCCION

El desarrollo tecnológico de los equipos de construcción de galerías subterráneas permiten a los ingenieros proyectistas y estimadores una variada gama de métodos, posibles de aplicar en la etapa de planificación.

La necesidad de obtener resultados en el sistema de construcción de túneles en base a criterios de minimizar costos, mediante el análisis de alternativas por procedimientos de cálculos rápidos, conduce a la utilización de técnicas computacionales como soporte científico en la resolución del problema.

El Centro de Investigación Minera y Metalúrgica (C.I.M.M.), está desarrollando un sistema computacional. Este sistema deberá responder a la mayoría de las interrogantes en el diseño de los subsistemas interactuantes en las actividades de excavar y construir un túnel. La meta será proveer una herramienta útil para efectuar la estimación de costos de alternativas, basado en un modelo de estimación. Los costos se obtienen de la interacción de todas las operaciones unitarias presentes en la actividad.

2.- CONSIDERACIONES GENERALES

El estudio contempla la definición y evaluación de los parámetros que tienen incidencia en el diseño, planificación y control de un sistema de excavación de túneles, mediante el aporte de un sistema modular computarizado. Incluye la descripción del estudio, planificación y cálculos que se deben realizar, al planear la estimación del costo de cualquier proyecto de construcción de un túnel, para así proporcionar las bases que posibilitan la preparación de una propuesta acertada y que asegure un buen éxito.

3.- DESCRIPCION DEL SISTEMA

Se entiende por estimación de costos de construcción de un túnel, el proceso de concebir y planificar el trabajo íntegro desarrollado previamente sobre el papel, y allí evaluar correctamente el costo de la obra planificada.

Este proceso agota la evaluación de una serie de etapas sucesivas. El modelo de estimación diseñado comprende, los requerimientos de diseño de la obra teniendo en cuenta las características del terreno, desde su etapa inicial. Esto permite formular un plan detallado de trabajo, conocer las necesidades de equipo, máquinas y material, además de la adecuada asignación de mano de obra, hasta determinar precios de las operaciones unitarias y formular el presupuesto de ejecución material del proyecto.

Estas etapas, detalladas y programadas en secuencia lógica, se describen a continuación:

- 1) Estudio de planes y especificaciones.
- 2) Inspección del lugar.
- 3) Estudio geológico y geofísico.
- 4) Decisión sobre cantidad de materiales permanentes.
- 5) Asignación de dinero a los ítem.
- 6) Definición de las tasas de pago o valor de sueldos y salarios.
- 7) Definición del método de excavación.
- 8) Selección de equipo.
- 9) Estimación o cálculo de la velocidad de avance y preparación de un programa de construcción.
- 10) Costo del desarrollo externo.
- 11) Estimación de los costos de montaje de equipos.
- 12) Estimación del costo de excavación.
- 13) Estimación del costo de carguío de la marina.
- 14) Estimación del costo de transporte (de marina y suministros).
- 15) Estimación del costo de elevación de marina (sistema túnel-pique).
- 16) Estimación del costo de disposición en botadero de la marina.
- 17) Estimación del costo del sostenimiento o fortificación.
- 18) Estimación del costo del revestimiento.
- 19) Estimación del costo de encementado con lechada (grouting).
- 20) Estimación del costo de otros ítem propuestos (drenaje, ventilación, energía).
- 21) Tabulación del costo directo.
- 22) Estimación del costo de instalaciones y equipos.
- 23) Estimación del costo de gastos indirectos.
- 24) Estimación del costo de campamento.
- 25) Escalamiento (inflación).
- 26) Tabulación del costo total estimado.
- 27) Emisión de informe.

El sistema computacional cubre los puntos 10 al 20, calculándose los costos netos de la construcción según el método utilizado. Estos costos calculados no incluyen los costos de requerimientos de detalles, como son la iluminación permanente, ventilación y aire acondicionado permanente, terminaciones arquitectónicas y otros. Estos últimos se pueden agregar a los estimados y así determinar el costo total.

De igual modo, el costo de todos los demás pasos desarrollados según el modelo de estimación presentado se considera como de valor fijo propio de cada proyecto, y también se pueden agregar a los costos netos de construcción (punto 1 al 10).

Cada operación unitaria de la construcción del túnel tiene un costo asociado; a éste se le denomina Componente del Costo. Luego, el Sistema Computacional estima dichas componentes en forma particular para cada operación, y finalmente, un costo por unidad de excavación.

A su vez, cada componentes de costo se subdivide en tres ítem, los cuales son evaluados en forma separada por el sistema computacional. Estos ítem son:

Mano de Obra

Se refiere al costo que involucra mantener personal laborando en las operaciones de construcción, ya sea a tiempo completo o parcial.

Equipo

Normalmente el uso del equipo es un servicio contínuo, aunque su actividad sea total o parcial. Luego, su costo de depreciación es función exclusiva del tiempo total de permanencia del equipo en el desarrollo activo del proyecto. Esta depreciación se calcula en forma lineal sobre una estimación de su vida útil, menos su valor residual.

Material

Este costo lo forma el valor de todos los materiales permanentes necesarios, más el costo de los materiales y suministros usados para el servicio y operación del equipo.

El Sistema Computacional denominado SIMCOST se ha diseñado como un sistema estructurado, donde cada Componente de Costo se estima en cada subprograma, y que corresponde a un módulo independiente de cálculo, controlado por un módulo supervisor (Main Program). Además, cada módulo puede ser procesado independientemente si se desea.

La estructuración del sistema permite simplificar el grado de complejidad del modelo computacional. Para reducir el nivel de abstracción, se ha utilizado el diseño Top-Dow.

4.- ESTRUCTURA DEL SISTEMA

En el punto siguiente (Figura N° 1) se muestra el flujograma del sistema diseñado. Se encuentra subdividido en dos subsistemas que son: subsistema de excavación y subsistema de costos (SIMCOST).

El subsistema de excavación incluyen en forma alternativa la excavación usando métodos convencionales (Figura N° 2), y la excavación utilizando métodos no convencionales (Figura N° 3).

El subsistema de costos es utilizado indistintamente por las dos alternativas de excavación mencionadas anteriormente.

Finalmente se realiza un análisis de resultados, lo que permite realimentar el sistema para mejorarlo o si se desea, efectuar un análisis de sensibilidad para las variables que sean de interés.

5.- DESCRIPCION DE LOS SUBSISTEMAS

El sistema de diseño de túneles incluye dos grandes subsistemas, éstos son:

- 1.- Subsistema Excavación
- 2.- Subsistema de Costos (SIMCOST)

5.1 Subsistema Excavación

En este subsistema se determina, en forma previa al cálculo de los costos involucrados en las operaciones unitarias de construcción de la labor, las alternativas posibles de utilización de los distintos métodos de excavación, basado en el conocimiento de todos los parámetros geomecánicos, geológicos y geofísicos del terreno a excavar, y también el criterio de selección de equipos que cumplen con las restricciones técnicas y operacionales.

Las alternativas de excavación son:

- A.- Método Convencional
 - Perforación y tronadura.
- B.- Métodos no Convencionales o Continuos
 - Mole ó a sección completa
 - Ripping o con maquinaria de movimiento de tierra
 - Escariado con cabezas cortantes.

5.2 Subsistema de Costos

Una vez que ha sido determinado el método mediante el cual se excavará el túnel, indistintamente para cualquiera de los métodos escogidos, se determinan los costos de las operaciones unitarias más relevantes en el sistema.

A continuación se incluye una descripción del procesamiento de los módulos que determinan sus costos.

5.2.1 Cálculo Volumen de Excavación

Se calcula mediante este módulo el volumen en m^3/mt lineal de avance que deberá ser excavado por el método a escoger.

5.2.2 Costo de la Excavación

Mediante este subprograma se calculan los costos de excavación en túneles y piques para los distintos métodos y sistemas de excavación.

5.2.3 Razón de Carguío

Mediante este subprograma se calcula la razón de carguío de la marina requerida en cada segmento de túnel y pique. Calculada solamente en la aplicación de Método Convencional de excavación.

5.2.4 Costo Carguío de la Marina

Con este subprograma se calculan los costos del carguío de la marina, exclusivamente si se utiliza excavación convencional. Para los métodos no convencionales contínuos, este costo es cero.

5.2.5 Costo del Transporte de la Marina

Mediante este módulo se obtiene el costo del transporte en el túnel y el costo del izamiento de la marina en piques. También se calcula el costo del transporte del relleno posterior en los cortes recubiertos. Para todos se evalúan los costos unitarios de mano de obra, equipos y materiales.

5.2.6 Características de la Fortificación

Hace varios cálculos para el túnel y las chimeneas respecto de características de sostenimiento.

5.2.7 Cálculo del Costo de Fortificación

Mediante este subprograma se determinan los costos de la fortificación con soportes, del revestimiento y del encementado con lechada (grouting) en túneles y piques.

5.2.8 Cálculo Altura y Razón del Bombeo

Descripción general, este módulo calcula, en túnel o pique, la altura de bombeo y los caudales a ser bombeados.

5.2.9 Costo del Bombeo

Según flujo de agua subterránea y altura de bombeo, se calculan los costos de esta operación.

5.2.10 Cálculo Requerimientos de Ventilación y Aire Comprimido

Se determina la cantidad de aire necesario para ventilar el túnel y los requerimientos de aire comprimido a utilizar en los equipos neumáticos.

5.2.11 Costos del Aire de Ventilación y Aire Comprimido

Mediante este módulo de proceso se determinan los costos de la ventilación y aire comprimido.

6.- APLICACION

La aplicabilidad de este sistema computacional de Estimación de Costos es amplia y variada, adecuándose a todas las circunstancias, entre las que se pueden mencionar:

- El proveer costos estimados tanto en las etapas de estudio de factibilidad, planificación y/o desarrollo de proyectos de construcción de túneles.
- La selección de una ruta de costo mínimo, escogida desde un número de rutas alternativas.

- Proporcionar una forma de identificación del método de construcción de costo mínimo para una variedad de diseño de túneles y condiciones de terreno del lugar donde se ubique.
- Proporcionar una base para la comparación de alternativas del diseño geométrico del túnel, condicionadas por los requerimientos de uso.
- En la etapa de diseño de un túnel, proporcionar una herramienta de control de las necesidades en el túnel versus su diseño, por comparación de los costos reales del diseño de otros proyectos con los costos del diseño estandar de construcción dados por el programa computacional.

La optimización de la solución se logra a través del estudio del comportamiento de las variables más importantes que influyen de mayor forma sobre el costo de construcción del túnel.

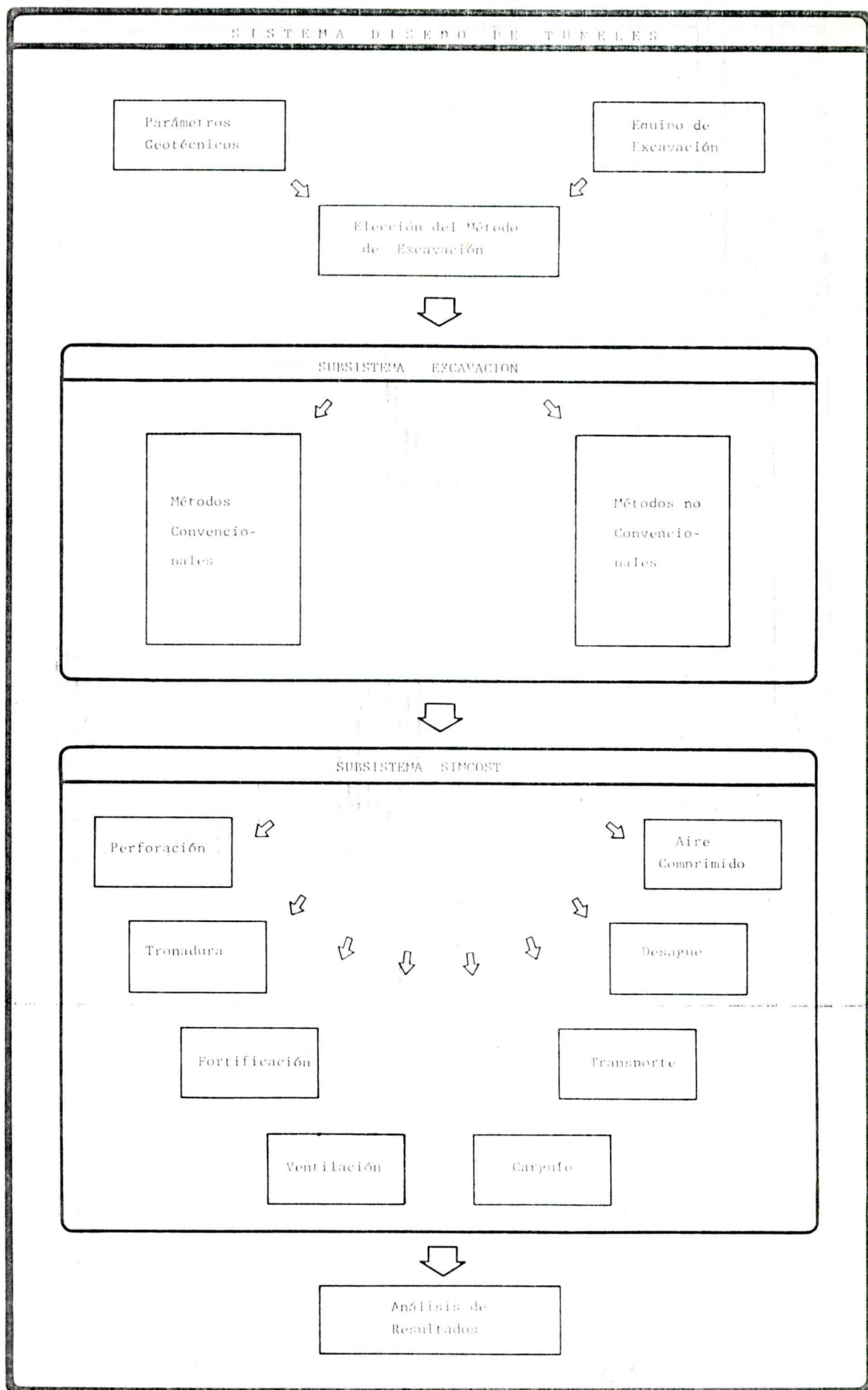
Este modelo computacional modular puede utilizarse en la obtención del costo estimado de construcción de túneles de variados usos, como son aquellos proyectados para transporte en vías camineras o urbanos, en el caso de trenes subterráneos; los integrados a proyectos hidráulicos o como alcantarillas, y los utilitarios en minas y construcciones subterráneas, considerando alternativas de diseño y métodos y equipos de construcción.



BIBLIOGRAFIA

- 1) Cummins - Given, SME Mining Engineering Handbook, AIME, 1973.
- 2) Bullock, R., Jacoby, Proceedings, 1981 Rapid Excavation and Tunnelling Conference, San Francisco, California, May 3 - 7, 1981, AIME, 1981.
- 3) Parker Albert D., Planning and Estimating Underground Construction, 1970.
- 4) Rodríguez Patricio, Tendencias actuales en el Diseño de Túneles y Cavernas, Enero 1975.
- 5) Fenner, Ricardo, Apuntes de Geología Aplicada a la Ingeniería Civil.
- 6) Onika, D., Excavation of Mine Openings, 1972.
- 7) Keith Todd, David., Hidrología - Agua Subterránea, 1973.
- 8) Novitzky, Alejandro., Ventilación de Minas, 1962.
- 9) Terzaghi, K., Geological Aspects of Soft-Ground Tunnelling, 1950.
- 10) Deere, D.V., Engineering Classification of in-situ rock, 1969.
- 11) Centro de Investigación Minera y Metalúrgica (CIMM), Informes Internos.
- 12) Pérez, A., Tronadura Controlada en labores Subterráneas, Memoria Universidad de Santiago, 1974.
- 13) Viera F. Manuel., Modelo Computarizado para un Sistema de Perforación y Tronadura de Túneles. Memoria, Depto. Minas, USACH, 1980.
- 14) A. Jofré M., Marcos Deslizantes de Acero. Estudio de su Comportamiento en un Banco de Pruebas y Mediciones en Interior Mina El Salvador., XXIX Convención del I.I.M., 1977.

FIGURA N° 1.- Flujoograma del Sistema Diseñado



M E T O D O C O N V E N C I O N A L

P E R F O R A C I O N Y T R O N A D U R A

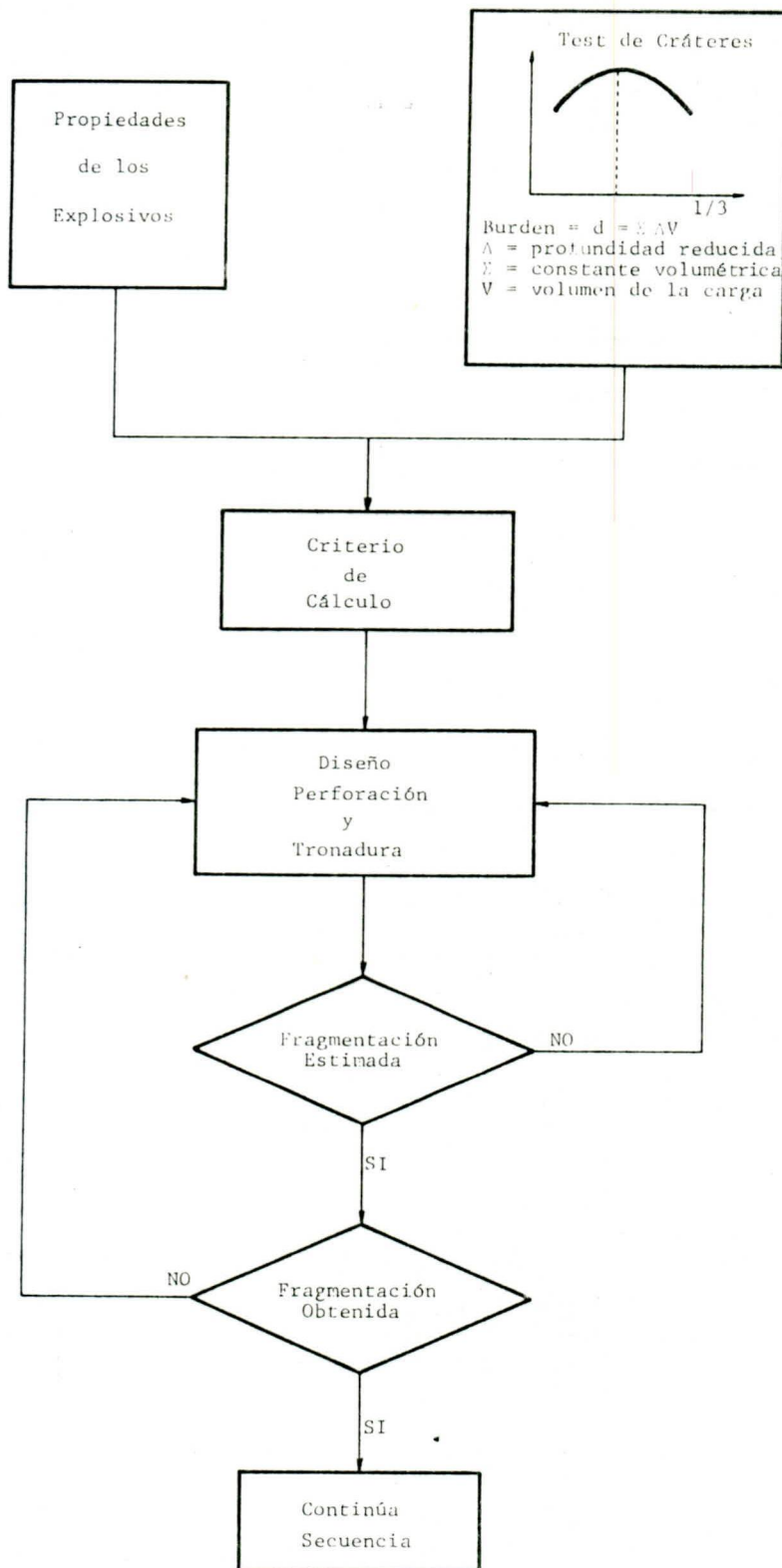
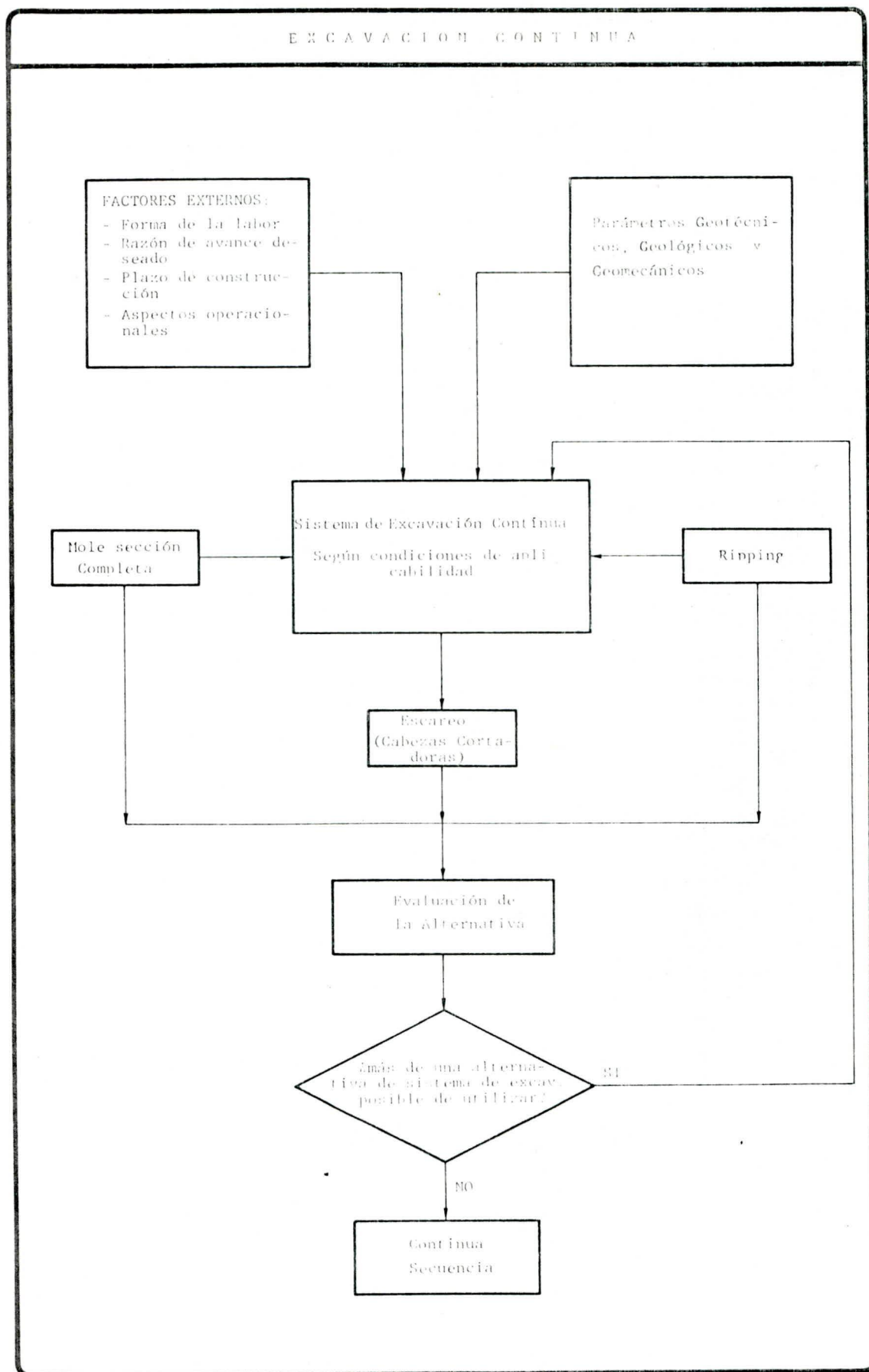


FIGURA N° 3.- Detalle Subsistema Excavación, Métodos no Convencionales



NUEVO CONCEPTO EN APERNADO DE ROCAS :

SWELLEX

Autor :

Ing. Eduardo Bernier

ATLAS COPCO

1. TÉCNICAS DE APERNADO

1.1 Generalidades

La técnica de soportar y estabilizar masas rocosas mediante el empleo de pernos se remonta a no más de 30 años y ha significado un tremendo avance en la seguridad del trabajador en las operaciones subterráneas.

La minería del carbón es quizás el área que ha experimentado el avance más significativo en lo que se refiere a técnicas de apernado de rocas. Este sistema también se ha aplicado en ciertos trabajos de seguridad, para reforzar cortes en el trazado de carreteras y líneas férreas, y también en grandes canteras y túneles.

Al contrario del método pasivo de fortificación de labores subterráneas (madera, marcos metálicos, uso de concreto, etc.), el perno de anclaje se comporta como un elemento más de la masa rocosa, que trabaja y reacciona con aquellas fuerzas y deformaciones que aparecen en ella.

Los diferentes tipos de pernos pueden dividirse en cuatro grupos claramente diferenciados y que son :

a) Grupo I

Pernos de soporte inmediato, cuya característica es que deben "trabajar" de inmediato, apenas instalado.

Debido al problema de corrosión, este tipo de pernos debe considerarse como soporte temporal.

b) Grupo II

En este grupo aparecen los pernos considerados como soporte permanente. No son pernos tensionados y son instalados en perforaciones en las que previamente se ha introducido lechada de cemento o resina.

c) Grupo III

En este tercer grupo, nos encontramos con pernos que combinan tanto el soporte inmediato como el permanente. Se trata en general, de pernos tensionados y se instalan utilizando alguna mezcla de fraguado rápido.

d) Grupo IV

En este último grupo, están los pernos cuya característica fundamental es su flexibilidad o maleabilidad. Son en general, pernos de fricción y no necesitan para su instalación, de otros materiales o mezclas. En este grupo se encasilla el perno Swellex.

2. SWELLEX2.1 Descripción General

El Swellex consiste en un tubo de acero de 41 mm. de diámetro original y 2 mm. de espesor, que ha sido deformado (aplastado y doblado), hasta llegar a un diámetro final de 25 mm. En sus extremos se han colocado casquillos, los que han sido soldados al tubo, resultando de esta manera un volumen interior hermético (Fig.1)

A uno de los casquillos se le ha practicado una pequeña perforación lateral, (Fig.1) que permite la inyección de agua o presión hacia el interior del tubo para provocar su expansión, mediante una pequeña bomba de alta presión.

Al bombear agua hacia el interior del tubo, el perfil comienza a expandirse a una cierta presión po, que es función de espesor del material. Al expandirse, el tubo llena completamente la perforación y el contacto perno - roca, será más efectivo mientras mayor sea la presión del agua inyectada (Fig.2)

En general, el perno se expande totalmente dentro del barreno a una presión de 3 veces la presión po, a la cual el tubo comienza a expandirse hasta alcanzar su sección circular original fuera de la perforación.

Esta característica es aprovechada por ciertos usuarios quienes dejan una pequeña porción del tubo fuera de la perforación, para que se expanda completamente y así evitar el uso de plachetas. Esto no ofrece peligro alguno, puesto que la resistencia del material permite soportar una presión igual a 6 veces po, antes que el tubo se fracture.

Es importante insistir sobre este punto, ya que de acuerdo a estudios efectuados en minas finlandesas, el uso de planchetas era completamente innecesario desde el punto de vista de la mecánica de

Rocas, y sólo servía como elemento de seguridad de tipo psicológico para los trabajadores. Este inútil elemento sólo encarece el costo del producto, por lo que se debe insistir que el elemento que realmente soporta la masa de roca, es el perno en toda su longitud.

2.2 Aspectos Teóricos

Para analizar teóricamente el comportamiento de un perno Swellex, supongamos que se efectúa una perforación de radio a en un material rocoso isotrópico y elástico, que está sujeto a una presión interna p (Fig.3)

Los parámetros elásticos de la roca son el módulo de Young E_b y el coeficiente de Poisson

Se provoca una presión radial $\bar{\sigma}_r$ y un desplazamiento radial $\bar{u}_r$ que están definidos por :

$$\bar{\sigma}_r = p a^2 / r^2 \quad (1)$$

$$\bar{u}_r = (1 + \nu_b) p a^2 / (E_b \cdot r) \quad (2)$$

en donde r es la coordenada radial

Al instalar y expandir el perno de espesor h y de radio exterior igual a , $a + \bar{u}_r(r = a)$ dentro de la perforación, se produce un encaje perfecto entre el tubo y esta última.

Debe existir sin embargo, un espacio infinitesimal, de tal manera que actúe una presión p en ambos lados de la pared del tubo. En la práctica este espacio debería ser mucho menor que el desplazamiento. Posteriormente, la presión dentro de la perforación se reduce a cero. La roca entonces se recoge alrededor del tubo y se desarrolla una presión radial q entre la superficie externa del tubo y las paredes de la perforación (Fig.4). Luego, la presión radial $\bar{\sigma}_r$ y el desplazamiento radial $\bar{u}_r$ en la roca, estarán dados por :

$$\bar{\sigma}_r = - q a^2 / r^2 \quad (3)$$

$$\bar{u}_r = (1 + \nu_b) \cdot q a^2 / (E_b \cdot r) \quad (4)$$

De este modo, el radio externo del tubo sufrirá un acortamiento (Δ) debido a la compresión y -

cuyo valor es :

$$\Delta = \bar{u}_r(r=a) - u_r(r=a) \quad (5)$$

Un análisis teórico de la deformación del tubo, permite llegar a las siguientes expresiones :

$$\Delta E_s = (1 + \nu_s) q \{a + \bar{u}_r(r=a)\} \left[(1 - \nu_s) \{a + \bar{u}_r(r=a)\}^2 + \{a + \bar{u}_r(r=a) - h\}^2 \right] / \left[\{a + \bar{u}_r(r=a)\}^2 - \{a + \bar{u}_r(r=a) - h\}^2 \right] \quad (6)$$

en donde E_s y ν_s son respectivamente el módulo de Young y el coeficiente de Poisson del acero. En la práctica, se cumple casi siempre que :

$$a \gg h \gg \bar{u}_r(r=a), u_r(r=a) \quad (7)$$

por lo que la ecuación (6) se puede simplificar a :

$$\Delta = q (1 - \nu_s^2) a^2 / (E_s \cdot h) \quad (8)$$

Tomando las ecuaciones (2), (4) y (8) se obtiene :

$$p/q = 1 + \frac{(1 - \nu_s^2) E_b \cdot a}{(1 + \nu_s) E_s \cdot h} \quad (9)$$

En general, para el caso de roca granítica : $q \approx 0.35 p$.

Obviamente, la presión de "encogimiento" q es bastante sensible a los diferentes parámetros de la roca, muy especialmente del módulo de Young E_p ; en otras palabras, mientras más dura es la roca menor es la presión q .

De la misma manera, la presión a la cual el Swellex debería ser sometido para sacado del barreño no debería, en principio, determinarse en base a las propiedades de la roca.

Supongamos que el coeficiente de fricción entre el tubo metálico y las paredes de la perforación sea μ . Si el largo del tubo es L , la fuerza de resistencia a la tracción será, en una primera aproximación, igual a (Fig.5) :

$$F \approx 2\pi \alpha L \mu q \quad (10)$$

El Swellex, con un espesor de sus paredes igual a $h = 2\text{mm}$, comienza a expandirse a una presión $p \approx 8 \text{ MPa}$.

En una perforación de radio $a = 19$ mm., por ejemplo, el Swellex se expande completamente con una presión p 20 MPa. Suponiendo que la presión del agua se transmite totalmente hacia las paredes de la perforación a través del acero y recordando - que en la práctica $q \approx 0.35 p$, tenemos que para este caso particular $q \approx 0.35 \times 20 \text{ MPa} = 7 \text{ MPa}$. y que siendo $u = 0.2$, nos resulta una resistencia a la tracción igual a $F/L = 170 \text{ KN/m}$.

Para este tipo de tubo de acero, la carga de fractura es de 100 - 110 Kn/m, por lo que se desprende que al tratar de sacar el perno de la perforación tensionándolo es más probable que este se rompa antes de empezar a deslizarse.

2.3 Propiedades y Características

El Swellex posee ciertas características que merecen ser destacadas en este escrito, por ser únicas comparadas con otros aspectos existentes en apertado de rocas. Una de ellas, surge del hecho que rara vez las perforaciones son totalmente - suaves y derechas. La presión ($p = 20 \text{ MPa}$) a la - cual se instala el Swellex, es suficiente para - provocar una deformación local en el tubo lo que le permite acomodarse y amoldarse a las irregularidades que existen en las paredes de la perforación. De este modo, mientras más irregular es la superficie interior de la perforación, mejor es la cohesión entre tubo y roca, lo que proporciona un mejor soporte de la masa rocosa.

Un aspecto posiblemente negativo del Swellex es lo que dice relación con su resistencia a la corrosión, aunque en la práctica no debería ser - más susceptible a ella que otros pernos.

La mayoría de los pernos son utilizados como medio de soporte temporal, como por ejemplo en operaciones mineras y sólo deben "trabajar" un lapso limitado de tiempo del orden de un par de años. En estos casos, el fenómeno de corrosión no debería presentar problemas para un perno Swellex estándar. Existe, por lo demás, la posibilidad de recubrir el perno con algún tipo de pintura o - material plástico barato que lo protejan de la - corrosión, especialmente cuando es utilizado en faenas en donde existen problemas de filtración de agua desde napas hacia las labores mismas. En todo caso, todo lo que diga relación en larga - duración en ciertos tipos de pernos de anclaje, debe ser mirado con cierta reserva por el usuario.



Otra característica del Swellex es que se expande desde el centro hacia los extremos y adquiere la forma de un plátano al ser expandido libremente, siendo más largo el lado donde originalmente estaba la lengüeta interior en 1-2 cm.

Al expandirse en la perforación, el tubo sufre un acortamiento que se utiliza para presionar una plancheta, si es el caso, contra la superficie de la roca con una fuerza considerable, lo cual es útil cuando se trata de instalar una malla de protección en el techo de la labor. Esta fuerza P , puede estimarse como el producto de la presión del agua y el área interior sobre el cual trabaja la presión en el sentido axial, es decir:

$$p = (a^2 - hd)p$$

Si por ejemplo :

$$a = 18 \text{ mm.}$$

$$h = 2 \text{ mm.}$$

$$d = 42 \text{ mm.}$$

$$p = 20 \text{ MPa}$$

Se tiene que $p = 15 \text{ Kn.}$

Una fuerza similar se mantiene al disminuir la presión de inyección del agua que expande el perno, la que se transmite a las paredes de la perforación mediante esfuerzos de cizalle que se producen a lo largo de todo el tubo.

Finalmente, debería mencionarse que la presión (p) a la cual debería expandirse el Swellex, debe ajustarse a las propiedades de cada tipo de roca. Si la perforación en la roca está sometida a una presión interna (p) que sea 4 veces superior a la resistencia uniaxial σ_t a la tensión de la roca, existe un significativo riesgo de producir agrietaduras a lo largo del tiro. De esta manera, la máxima presión de agua a utilizarse sería :

$$\text{PRESION MAXIMA} = 4\sigma_t$$

y considerando que una parte de esta presión se "pierde" como tensión inicial en el acero (cerca a 8 MPa), hay un cierto margen de seguridad al utilizar la ecuación anterior de presión máxima. Este margen de seguridad aumenta si la roca está sometida a una presión externa, como es común en la práctica.

Debería enfatizarse que los esfuerzos tensionales creados en las paredes internas de la perforación al instalar un Swellex, son mucho menos severos que los que se originan al utilizar pernos pretensados.

2.4 Ventajas

Entre las principales ventajas del Swellex se pueden mencionar las siguientes :

- Permite instalar un perno mientras en forma simultánea se barrena para colocar el siguiente perno, con lo que se aumenta en forma significativa la productividad de los equipos mecanizados.
- Al acomodarse a todas las irregularidades de la perforación, permite una mayor superficie de contacto perno-roca, lo que se traduce, en definitiva, en mayor adherencia.
- No necesita de materiales adicionales para su instalación, como por ejemplo cemento o resina, por lo que se trata de un sistema limpio.
- El perno comienza a "trabajar" de inmediato, sin necesidad de esperar como en el caso de los pernos convencionales, que la mezcla frague.
- Permite ser utilizado en perforaciones cuyo diámetro fluctúe entre 32 mm. y 39 mm.
- Su instalación es fácil y rápida. En minas de Europa donde ya se usa a escala industrial, se han logrado productividades de hasta 50 pernos/hora, en perforación de 2,7 m. de profundidad y 38 mm. de diámetro.

2.5 Consideraciones Económicas

Siendo la mano de obra uno de los costos más significativos dentro de los costos generales de una faena minera, es importante destacar que los elevados rendimientos obtenidos en la instalación del Swellex (50 pernos/hora), reducen los costos unitarios que por concepto de mano de obra significa el apernado de rocas. Por otra parte, al emplearse sólo un operario en una instalación en vez de dos, al menos cuando se trata de pernos convencionales, hacen aún más atractiva su utilización.

Además existen otros factores difíciles de cuantificar, pero de enorme significado, como son la se

guridad inmediata que proporciona el operario.

Estas también deben ser evaluadas al analizar la utilización de un determinado tipo de perno.

3. EQUIPO MECANIZADO DE APERNADO

Recientemente, nuestra fábrica ha desarrollado un equipo totalmente mecanizado para la operación de apernado de rocas, apropiado para cualquier tipo de perno (split set, pernos cementados, pernos con resina, etc.), cuyo funcionamiento es dirigido por el operador mediante control remoto.

La parte vital de la unidad lo constituye una especie de torrecilla giratoria, equipada con dos avances hidráulicos independientes, uno con la perforadora y el otro con el motor de rotación para ajustar los pernos, y un dispositivo para cargar los cartuchos de resina.

La precisión en la rotación y estabilidad que debe tener esta torrecita en relación con la perforación, es fundamental para conseguir un rápido apernado. Por esta razón, la torrecita está provista también con un cojín o almohada de goma dura montado sobre un cilindro, ubicado en línea con el eje de rotación de esta torrecita. Esta se puede girar a tres posiciones fijas, ubicadas a 50° de giro, mediante dos cilindros de doble tracción.

El ciclo de trabajo se muestra en la Fig. 6

- Posición A : Perforación del tiro
- Posición B : Los cartuchos de resina son inyectados mediante aire comprimido.
- Posición C : El perno es insertado en la perforación y rotado por el motor de rotación.

El gran alcance del brazo de este equipo permite cubrir y apernar desde una sola posición, un área de 12,6 m. de ancho (Fig.7)

Además, la extensión telescópica del brazo de 1.6 m. facilita la instalación de varias hileras de pernos, sin necesidad de mover el equipo. (Fig.8)

Por último, un mecanismo de rotación en el cabezal del brazo permite instalar pernos a cualquier ángulo, desde 15° hacia atrás, hasta 90° hacia adelante (Fig.9).

4. RESUMEN

El Swellex debe ser considerado como uno de los hallazgos más promisorios en el campo de la técnica de fortificación de rocas. El hecho que la presión de adhesión (q) entre el perno y la roca puede ser calculada teóricamente, abre interesantes posibilidades para el futuro diseño de pernos de anclaje.

Es probable que las nuevas y sus quizás únicas características del Swellex, influenciarán significativamente el desarrollo futuro de nuevas técnicas en apernado, - consiguiendo elementos con ciertas propiedades adicionales, que irán en beneficio del usuario.

Desde ya, su rapidez de instalación, y su característica de empezar a "trabajar" de inmediato una vez instalado, permite proporcionar mayor seguridad al operario con lo que se cuida uno de los factores más importantes dentro del proceso productivo.

~~~~~

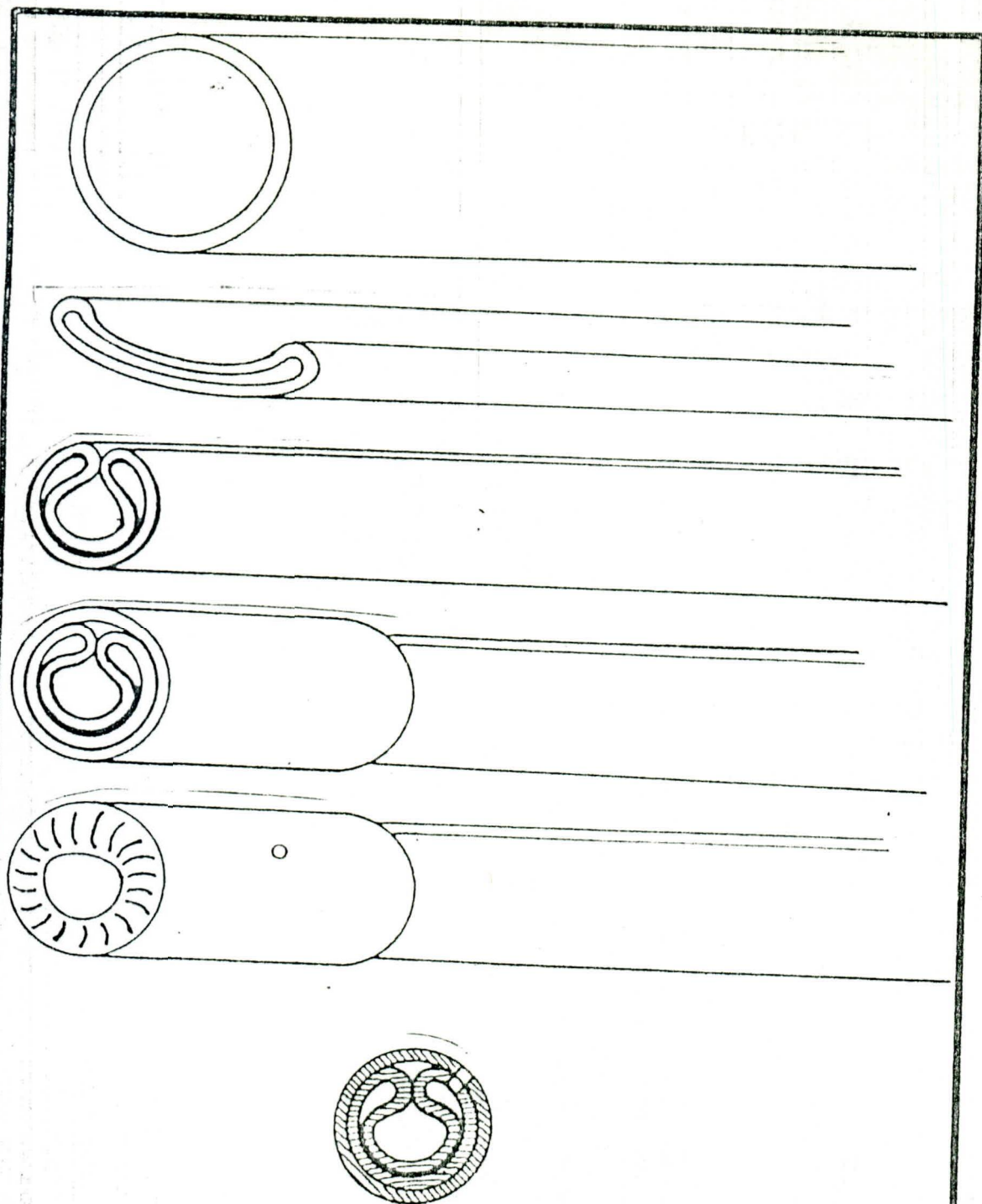


Fig. 1

Manufactura del Swellex mostrada en 5 pasos consecutivos

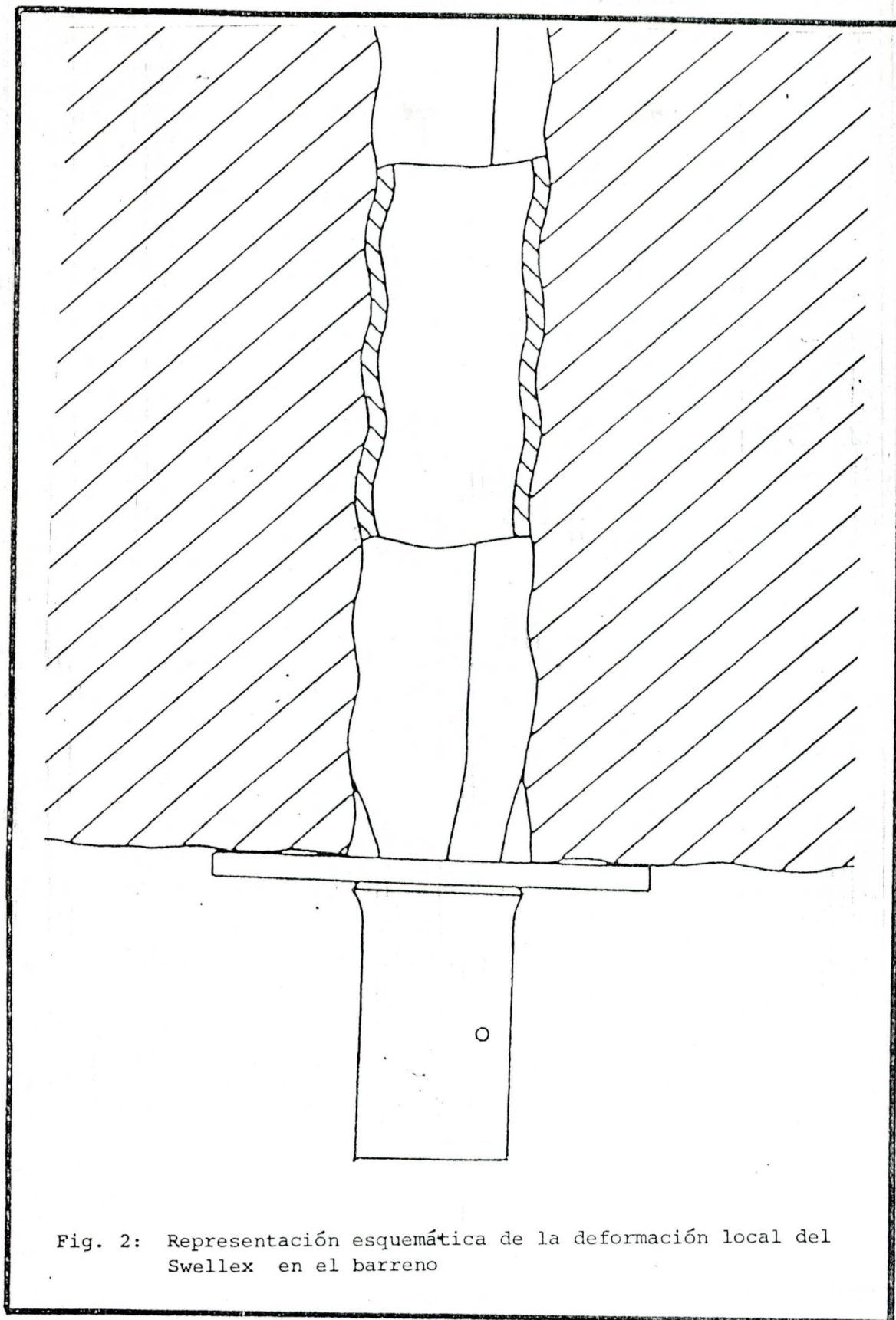


Fig. 2: Representación esquemática de la deformación local del Swellex en el barreno



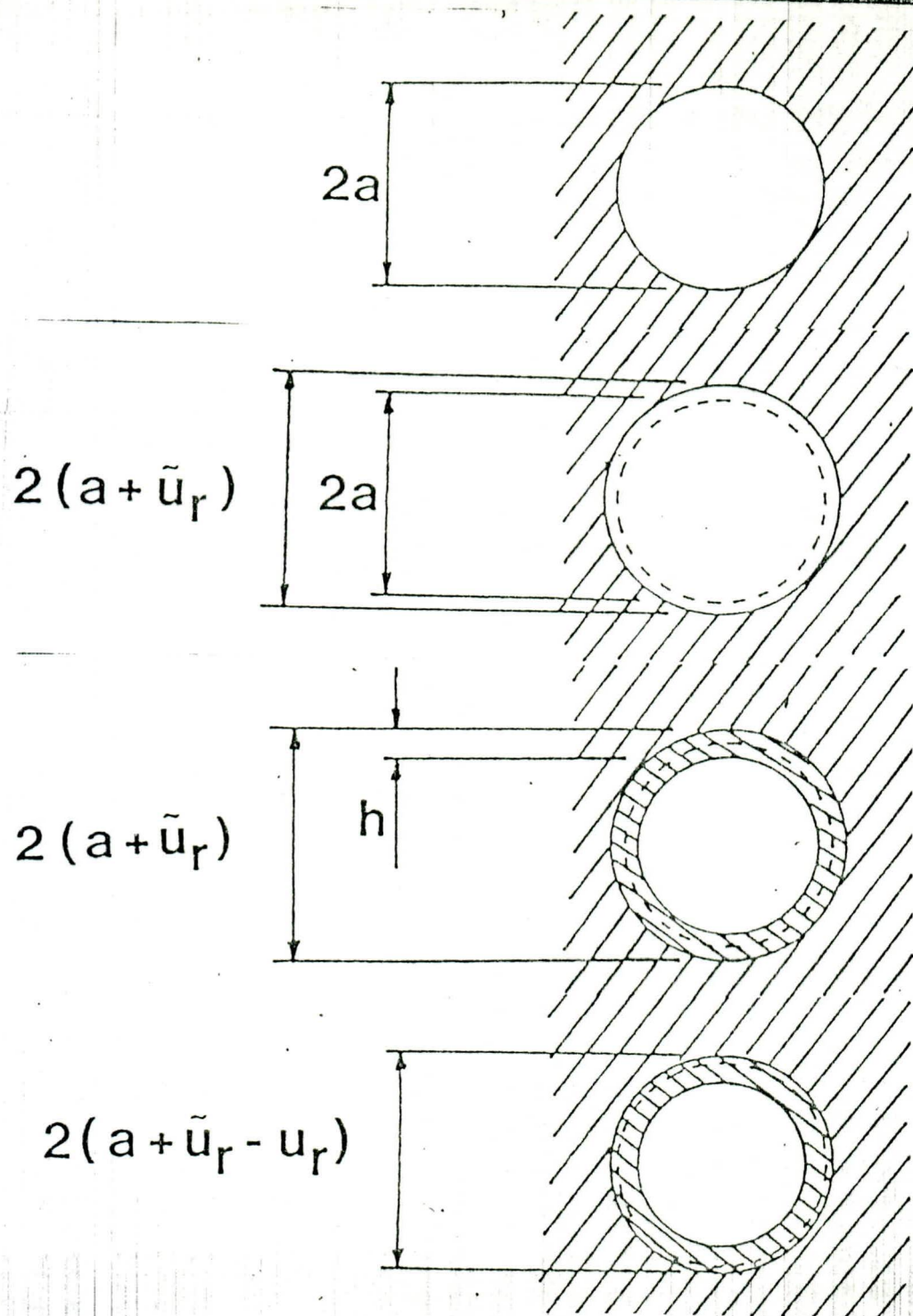


Fig. 3: modelo teórico de la instalación del Swellex mostrado en cuatro pasos consecutivos.

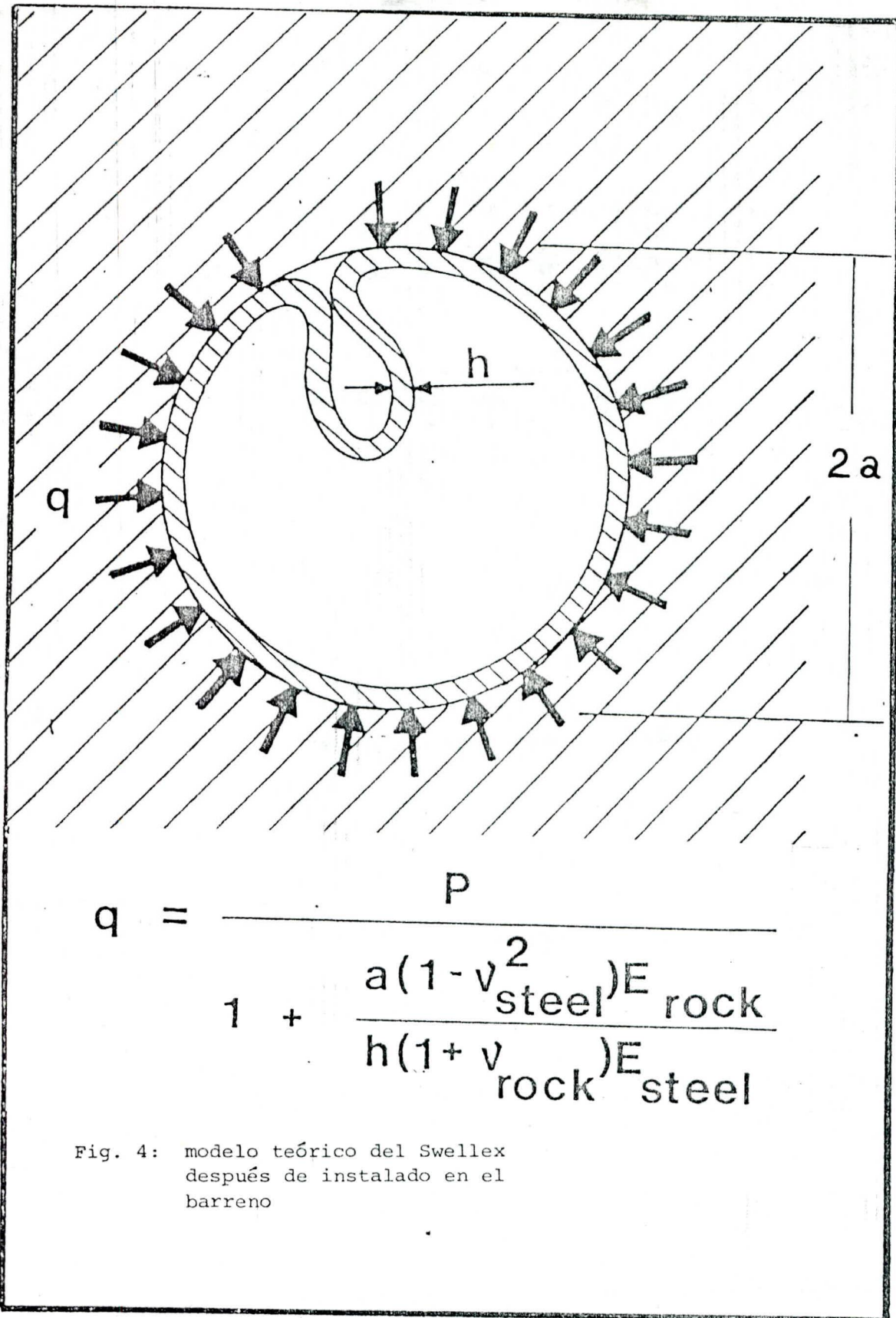
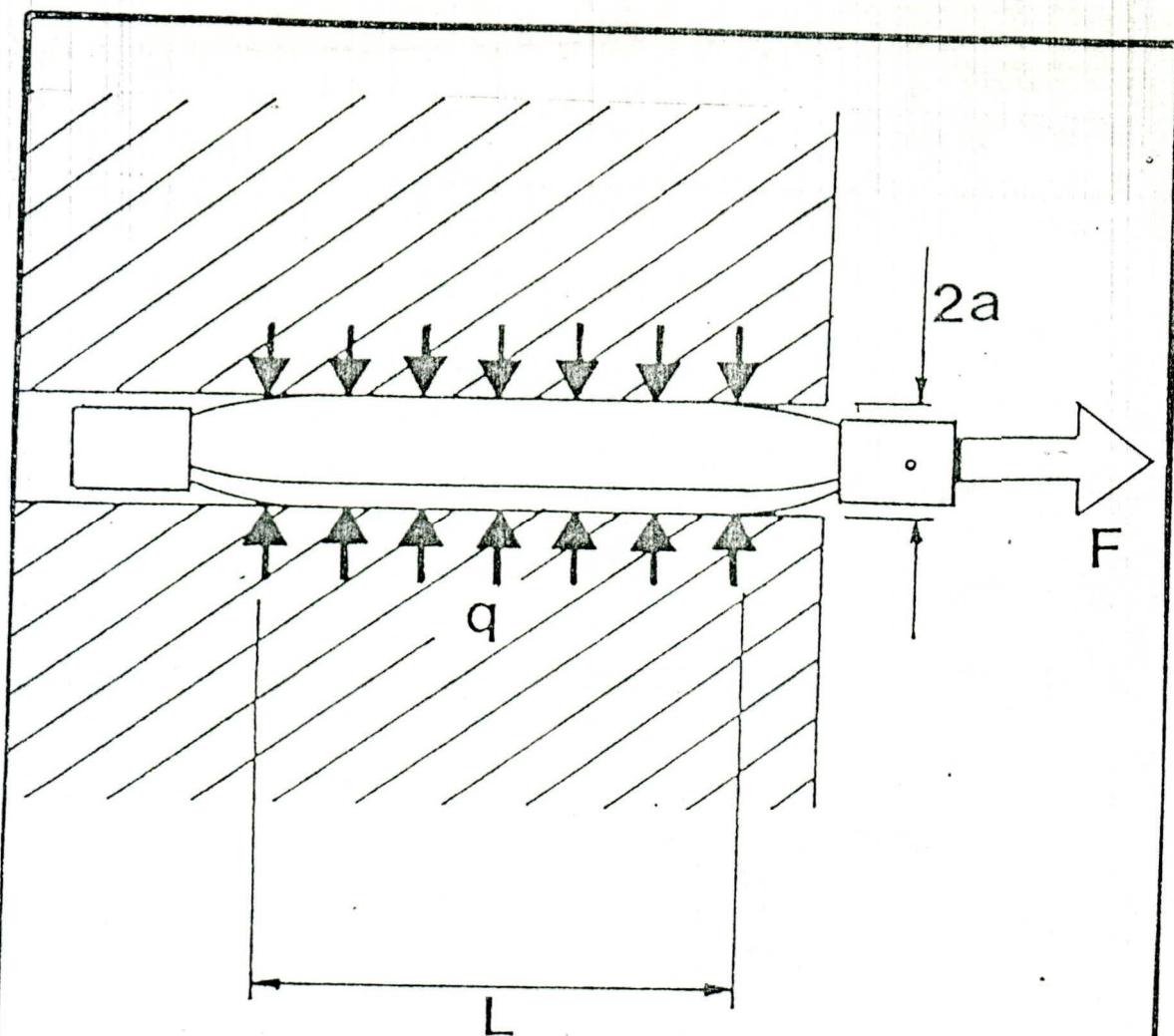


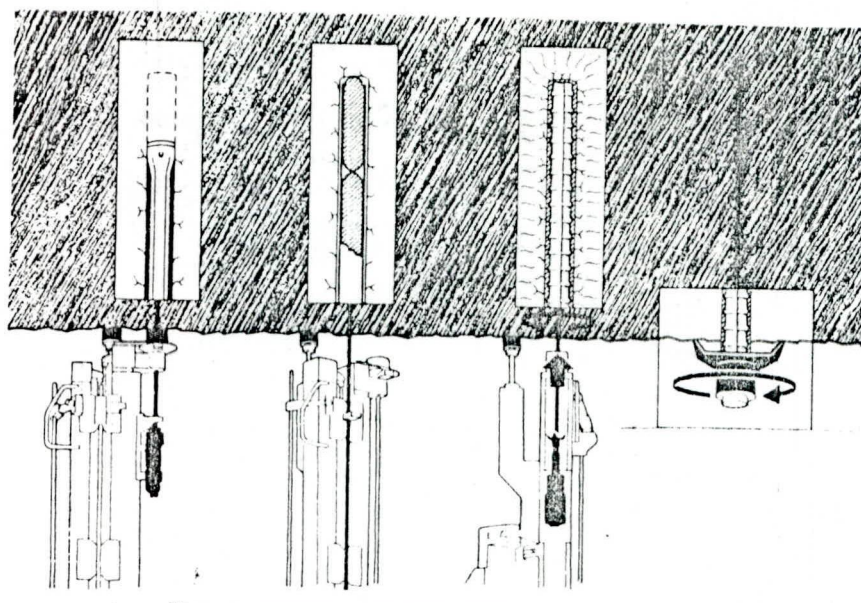
Fig. 4: modelo teórico del Swellex después de instalado en el barreno



$$F/L = 2\pi\mu a q$$

Fig. 5: aproximación simple de la resistencia del Swellex a la tracción





Posición A      Posición B      Posición C

Fig. 6: ciclo de trabajo equipo apernado mecanizado.

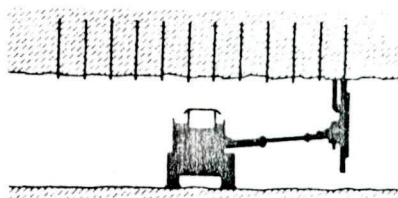


Fig. 7

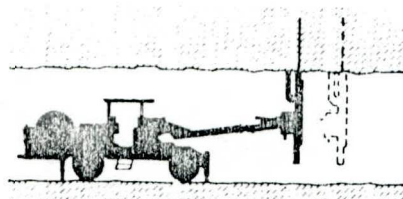


Fig. 8

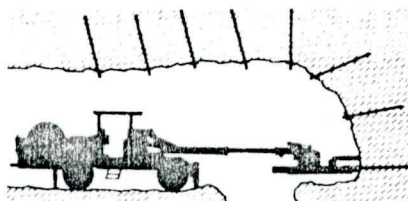


Fig. 9



ESTABILIDAD Y FORTIFICACION EN CAVERNAS  
DE GRAN SECCION

O

ESTABILIDAD O FORTIFICACION DE LA CAVERNA PARA EL  
CHANCADOR SUBTERRANEO MINA EL TENIENTE

Autores :

Ing. Sr. Héctor Albornoz N.  
Ing. Sr. Alejandro Moyano A.

CODELCO CHILE  
DIVISION EL TENIENTE





I N D I C E

## RESUMEN

1. INTRODUCCION
2. CONSTRUCCION
  - 2.1 Infraestructura del Chancador
  - 2.2 Investigación Geotécnica Preliminar
  - 2.3 Programa de Excavación
  - 2.4 Programa de Fortificación
  - 2.5 Programa Control de Estabilidad
3. ESTUDIOS ADICIONALES
  - 3.1 Antecedentes
  - 3.2 Instalación
  - 3.3 Instrumentación
  - 3.4 Mantención del Sistema

## REFERENCIAS

## RESUMEN

El presente trabajo describe la construcción de una bóveda subterránea para albergar un chancador en el interior de Mina El Teniente de CODELCO-CHILE. Durante el período de excavación de esta bóveda, se hizo extensivo el uso de instrumentación incluyendo mediciones de fatiga in-situ. Lo anterior sirvió para detectar, en la etapa inicial de la excavación, algunos desplazamientos anómalos en el muro lateral Este, de dicha excavación.

Este oportuno reconocimiento permitió tomar las medidas pertinentes, lo cual significó el empleo de fortificación especial (cables pretensados a 100 tons.) y la instalación de instrumentación adicional para monitorizar el comportamiento futuro del problema y del resto de la bóveda, durante la vida útil de estas instalaciones.

Las herramientas empleadas en el análisis y detección del problema, principalmente se basaron en antecedentes de calidad de roca reconocidas mediante sondeos exploratorios (análisis estadísticos por RQD) y aplicaciones de técnicas de elementos finitos de dos y tres dimensiones. El instrumental empleado consistió principalmente en extensómetros de diseño variable y celdas de carga actuadas según el principio de cuerdas vibrantes.

Adicionalmente, se describe en detalle el sistema de fortificación con cables tensados a 100 tons., su colocación, instrumentación y mantención.



## 1. INTRODUCCION

La Mina El Teniente de CODELCO-CHILE, es considerada el yacimiento subterráneo de cobre más grande del mundo y es también la que cuenta con mayor cantidad de reservas de este mineral en Chile. La faena se encuentra ubicada en la Cordillera de los Andes a 2.160 metros sobre el nivel del mar, y a 100 kilómetros al Sur de la ciudad de Santiago.

El yacimiento se encuentra incluido en una potente serie volcánica del cretácico superior y está conformando un cuerpo cuarzo-diorítico. En planta, la mineralización cubre un área de 2.5 kms.<sup>2</sup> y su profundidad conocida es aproximadamente 1.000 metros. Las reservas explotables entre los niveles Teniente 1 y Teniente Sub 5, para lo que está desarrollada gran parte de la infraestructura actual de la Mina, asciende a 1.420 millones de toneladas de 1.07% de cobre.

La Mina se explota por el método de Block Caving que consiste básicamente en socavar la base de un volúmen o bloque de roca predefinido. De esta forma, el material ubicado en las cotas superiores es colapsado y extraído por métodos gravitacionales a niveles inferiores de transporte horizontal hacia las instalaciones de superficie.

Tradicionalmente. El Teniente ha explotado una roca Andesita secundaria muy fácil de derrumbar y transportar por su baja granulometría. En el futuro la explotación se centrará en una roca Andesita primaria, sumamente competente que se derrumba con dificultad y en bloques de gran tamaño, lo que está determinando una modificación total del sistema de extracción en la Mina. Así, el proyecto de explotación futura de esta roca "dura" contempla la incorporación de una etapa de chancado primario en el interior de la Mina. La Sala de chancado junto a los sistemas auxiliares, tales como piques de traspaso, estaciones de control de flujo, tolvas y buzones de almacenamiento, constituyen la denominada infraestructura del Chancador, con una capacidad promedio de diseño de 27.300 T.M.S./día.

## 2. CONSTRUCCION

La construcción de esta infraestructura significó excavar 257.000 m<sup>3</sup> de una roca tipo brecha.

La magnitud de esta obra comprometió la aplica-

ción de avanzadas técnicas de excavación y control de estabilidad. Con el objeto de describir las actividades en un orden lógico, en primer lugar se explicará la operación de esta infraestructura y posteriormente las técnicas de excavación y fortificación empleadas.

## 2.1 Infraestructura del Chancador

Básicamente, el complejo se divide en un sistema de alimentación, chancado y descarga

El sistema de alimentación recibe el mineral acarreado por trenes metaleros pesados y su diseño permite almacenar y regular la alimentación al chancador, entregando colpas de hasta 30" de diámetro.

El Chancador tipo giratorio, reduce estas colpas a un tamaño de 6", con un rendimiento de aproximadamente 1.770 T.M./hora.

Finalmente, el material chancado es recibido por el sistema de descarga y desde ahí transportado hasta el Concentrador de Colón.

En Fig. 1, se muestra esquemáticamente la disposición de la infraestructura y que se detalla a continuación.

### 2.1.1 Sistema de Alimentación de Mineral

Está constituido por dos piques OP-15 y OP-16 de 4 metros de diámetro nominal.

El primero de ellos, tiene una longitud de 450 metros y se inicia con una tolva de almacenamiento de 3.200 T.M.; en el pique existen 6 estaciones de control de mineral. El pique OP-16 sólo tiene 90 metros de largo, existe una estación de control y también se inicia con una tolva de 4.000 T.M. de capacidad. El pique OP-16 es acorazado en toda su extensión y el OP-15 desde el Teniente 4 hasta la Sala de Chancado.

### 2.1.2 Sala de Chancado

La caverna que alberga el chancador, la podemos dividir arbitrariamente en una Nave Principal, dos Laterales y un Pozo. Las dimensiones de la Nave Principal son 50 metros de largo, 14 metros de ancho y



14,5 metros de alto. Un extremo de esta excavación intercepta a las dos Naves laterales, formando una T horizontal.

Cada una de las cavernas laterales mide 14 metros de largo, por 12 metros de ancho y 12 de alto. Todo el esquema anterior se ilustra en la figura 2 A.

Desde la intersección de las Naves Principal-laterales, desciende una excavación vertical, Pozo de 33 metros de profundidad con una sección rectangular de 15 x 18 metros. El Pozo alija el chancador con su cámara de descarga, piques de servicio y otras facilidades; en las Naves Laterales, se recibe el mineral desde los piques OP-15 y OP-16 y alberga transportadoras metálicas que regulan la alimentación al chancador. La Nave Principal contiene las instalaciones de extracción de polvo y una subestación Eléctrica.

### 2.1.3 Sistema de descarga desde Estación de Chancado.

El material chancado es descargado desde la Sala por dos piques OP-20 y OP-21, de 3 metros de diámetro. Bajo ellos, existen dos tolvas de acumulación de mineral fino con una capacidad de 7.200 T.M. cada una. Estas tolvas tienen un diámetro terminado de 12 metros y una altura de 53 metros. Tanto las tolvas como los piques están revestidos de acero.

Los sistemas de alimentación como de descarga están concebidos para trabajar llenos de mineral, y se ha instalado un sistema de control mediante sensores nucleares. Estos sensores transmiten su información a la Sala de Control ubicada en la Sala de Chancado.

## 2.2 Investigación Geotécnica Preliminar

A objeto de llevar adelante el proyecto de excavación, se estableció un programa de actividades que incluía en la primera etapa, una investigación detallada de la roca circundante a las futuras instalaciones. Esta investigación preliminar contemplaba las siguientes actividades



- Evaluación de las condiciones de esfuerzos en la roca virgen.
- Reconocimiento geológico-geotécnico mediante sondajes.
- Caracterización mecánica de la roca mediante ensayos de laboratorio.
- Caracterización masiva de la roca in-situ mediante geoestadística sobre datos RQD en sondajes.

A continuación se describen los detalles relevantes de cada uno de estos estudios.

#### Condiciones de Esfuerzo en Roca Virgen

Por razones de optimización del diseño minero, la faena de El Teniente ha sido objeto de una prolija investigación de medición de fatigas in-situ con la técnica de Overcoring y Deformation Gage del U.S.B.M. Tales mediciones, que han permitido reconocer un patrón de fatigas in-situ para la Mina, fueron iniciadas tempranamente en 1972 justamente en el Sector virgen del actual nivel Teniente 6 donde se excavaría esta Sala de Chancado. Los valores de carga obtenidos con este programa de la instrumentación se muestra en la figura 3.

De los valores así obtenidos, se desprenden las siguientes observaciones :

- El estado de fatigas en nivel Teniente 6 virgen es singularmente alto, con un valor máximo de aproximadamente 273 bars actuando con rumbo N-S, lo que se corresponde con la tendencia en sectores vírgenes de otros niveles de la Mina. La inclinación de esta carga es subvertical y contraria a la tendencia general de la Mina (cargas mayores horizontales).
- Las fatigas menores fluctuantes entre 23 a 51 bars con rumbo aproximadamente E-W y con una inclinación cercana a los  $45^{\circ}$  en ambos casos.

#### Caracterización por Calidad de Roca

La Sala de Chancado, sería excavada en un aglomerado volcánico (formación Braden) que incluía un cuerpo de latita ubicado por sobre la cota de techo de dicha excavación. Para conocer las características geoestructurales de esta zona se desarrolló una galería de explotación a partir de la cual se efectuó un reconocimiento por

sondajes de todo el volúmen de roca comprometida. Este reconocimiento significó un total de 1.900 metros perforados en 38 sondajes individuales. Todos estos trabajos, permitieron establecer las características mecánicas de la roca en dicho sector mediante la recuperación de testigos de roca en estos sondajes. Dichos testigos fueron calificados según índices de R.Q.D y F.F.

Además, las muestras de roca así recuperadas - fueron sometidas a ensayos de laboratorio, determinándose sus parámetros mecánicos y elásticos - más característicos.

En figura 4, se reproducen los valores promedios obtenidos, sectorizados según tipo de roca y ubicación espacial.

Aparte de lo anterior, el estudio más significativo en esta etapa preliminar, se refirió a una caracterización masiva de calidad de roca mediante índices de R.Q.D., empleando técnicas geoestadísticas GIVOR.

De este análisis, fué posible interpretar mediante secciones de perfiles y plantas todo el volúmen de roca encajante de la futura Sala de Chancado. En figura 5 se muestra en perfil una de las secciones que ilustran la calidad de la roca; la ubicación de este perfil en la Sala se indica en la figura 2B.

Todos estos antecedentes permitieron establecer las siguientes condiciones de estabilidad para la roca circundante a la excavación.

- Arco Superior.- Según lo representado en la figura 5, la esquina superior Oeste y la esquina inferior Este (inicio del pozo vertical) son los sectores más débiles de la roca contorno. También, el sector medio del techo presenta roca de menor calidad. En general, según lo indicado en la figura 5, el ala Sur del arco transversal presentaría murallas de menor calidad - que su equivalente al Norte.
- Pozo Vertical.- La comparación de calidad de roca en los perfiles, permitieron delinear una importante zona de debilidad en la muralla S-E junto a la cota intersección del pozo vertical y la nave principal. De igual forma pudo comprobarse que existiría una costra de material débil de poco espesor en la muralla S=W.



Toda esta información se utilizó posteriormente para establecer los patrones de tronadura y forficación durante la excavación.

### 2.3

#### Programa de Excavación

El programa de excavación incluía en sus inicios la galería de reconocimiento ya excavada como galería piloto para el acceso a la Sala. Esta galería tenía el mismo nivel de piso de la caverna principal, teniendo una sección de 3,6 x 3,6 metros. Posteriormente, se excavó una segunda galería piloto, esta vez a nivel de techo de sala, con una sección de 4,5 x 4,8 metros. La etapa siguiente consistió en excavar totalmente el techo de las naves, ensanchando el piloto superior. Este trabajo se inició y continuó en las laterales previo un rebaje al piso de la primera; esto último, debido a la diferencia de altura entre las naves laterales y la principal. Posteriormente, se continuó con la nave lateral OP-16, la cual se inició con una zanja central que unió al piloto superior con el inferior. Luego, una vez excavadas las bóvedas, se rebajó el piso mediante desquiches en bancos sucesivos.

Como norma general, todo el contorno de la excavación se protegió dejando una capa de roca periférica de 60 a 80 centímetros de espesor, la cual fué desquinchada mediante disparo suave. Además, antes de cada disparo, se realizó un preanclaje horizontal y vertical, con lo cual se evitó toda sobreexcavación; como se muestra en la figura 6.

El factor de carga explosiva en la excavación ha promediado  $0,7 \text{ kg/m}^3$  de roca extraída estimándose en  $1,2 \text{ kg/m}^3$  para la zanja y  $0,8 \text{ kg/m}^3$  para el banqueo.

Durante estas excavaciones, en forma esporádica se efectuaron registro de vibraciones, empleando un Acelerógrafo SIMCO con el cual se comprobó que los diagramas de disparo no producían vibraciones significativas en la roca ya excavada ( $3,5 \text{ cm/seg}$  en 20 metros del frente - tronado)

La última etapa por excavar fué el pozo que alberga el chancador. En este rebaje del piso, también se utilizó el método de voladura por banco. Para este efecto, se desarrollaron 2 piques que sirvieron de cara libre. El volumen



total excavado en la Sala alcanzó a 20.606 m<sup>3</sup> de roca.

## 2.4 Programa de Fortificación

Toda la investigación preliminar, permitió adelantar juicios sobre la estabilidad de la roca circundante a la excavación, lo que justificó la adopción de una fortificación primaria en los términos que se indicarán a continuación.

Atendiendo a los antecedentes de calidad de roca definido por GIVOR y los resultados de - esfuerzo-deformación entregados por los estudios de simulación, se procedió a especificar una fortificación final basada principalmente en una -- combinación de apernado de diferente longitud y densidad, malla y shotcrete superficial. Estas - especificaciones quedaban abiertas a modificaciones según se presentaran las condiciones del terreno durante la excavación.

Para el techo de la nave, se especificaron pernos de anclaje como sigue : Fierro de construcción con resalte de 25 mm de  $\varnothing$  4 m de largo, con lechada de cemento a columna completa, con una - separación real entre anclajes de 1,06 m. lo que equivale a una densidad de 0,9 anclajes por m<sup>2</sup>.

Posteriormente, al detectarse algunos problemas de sobreexcavación, se decidió aumentar - la densidad de anclajes, agregando un preanclaje vertical escondido 2,8 m. de largo, en una malla de 0,6 x 2,5 m. La columna de 2,8 consistió en - 2,0 m. de fierro y 0,8 de madera, el que sería - posteriormente volado con disparo controlado. Además, se reforzó con anclajes inclinados de 10° y 30° sobre la horizontal, de 2,8 m. de largo en un patrón de 0,5 x 2,5 m. con lo que se logró una densidad final de 4 anclajes por m<sup>2</sup>.

Para completar el refuerzo del techo se - colocó un revestimiento de shotcrete armado de 11 a 20 cm. de espesor con doble malla de acero separados a 4 cm., la primera de fierro de construcción de 12 mm  $\varnothing$  con un reticulado de 75 cm. y la segunda de malla de alambre de 5 mm  $\varnothing$  soldado, y 10 cm. de reticulado.

En las paredes se colocó anclajes de 22 - mm  $\varnothing$  por 6 m de largo de acuerdo a un patrón intercalado 2,5 x 1,25 m. A este diseño se agregó un preanclaje de 1,7 m manteniendo 0,8 de cara



libre sin fortificación. Esta capa de 0,8 m se cortó posteriormente mediante voladura suave. Además, se colocó una corrida de preanclajes inclinados  $80^\circ$  de 1,7 de longitud. Se complementa este refuerzo con un anclaje horizontal de 4 m. de longitud en un reticulado de  $2,5 \times 2,5$  m. La densidad final fué de 3,8 anclajes/m<sup>2</sup>, como fortificación final se mantuvo el revestimiento de shotcrete armado de 11 a 20 cm. de espesor con malla de alambre de 5 a 7 mm. y reticulado de 10 ó 15 cm.

Conjuntamente a la fortificación sistemática antes indicada, se procedió a montar un exhaustivo programa de instrumentación para detectar cualquiera deformación anómala de las murallas y techos. Dicha instrumentación se implementó con especial énfasis en los lugares definidos como conflictivos.

## 2.5 Programa Control de Estabilidad

Durante el desarrollo del programa de excavación, se investigaron las condiciones de esfuerzo-deformación en la roca de contorno a la bóveda del chancador.

Para este propósito se construyeron modelos de simulación por la técnica de elementos finitos en secciones planas características de las geometrías más conflictivas de esta excavación. En general, esta investigación preliminar permitió adelantar las siguientes consideraciones :

- Las deformaciones en el techo de la bóveda son crecientes durante la excavación alcanzando un máximo de caída igual a 3 centímetros. Sin embargo, estos incrementos se estabilizan en la etapa final de la excavación (profundización del pozo).
- Según el eje transversal T4-T4', la máxima deformación se produce en el piso de la nave principal inmediato al borde del pozo y hacia el OP-15. Dichas deformaciones tienen componentes de hasta 2 centímetros verticales y 1 centímetro horizontal. El máximo valor se produce en una etapa previa a profundizar el pozo en etapa final de excavación. Esta deformación también se hace notoria en los mismos términos cuando se examinan otras secciones longitudinales.



- El perímetro del pozo también muestra la máxima deformación hacia la corniza de la pared y nave central del lado OP-15. Conjuntamente, el piso de este pozo acusa un sollevamiento de hasta 1,5 centímetros.

El control instrumental de los techos y paredes de la bóveda, se basó preferentemente en extensómetros de interior roca y medidores de convergencia. Los extensómetros usados fueron principalmente del tipo SPBX (single position - bore hole extensometer) o extensómetros de barra preparados en la Mina a partir de barras hexagonales de perforación fuera de uso. Esta barra hueca es cementada en la perforación que la aloja y lleva en su interior un alambre invar que se fija al interior de la perforación; el otro extremo libre aflora a la superficie, pudiéndose así registrar las deformaciones experimentadas en la roca mediante un lector de dial, el cual se hace referir al extremo de la barra hexagonal según se indica en la figura 7A. De estos equipos se distribuyeron al menos 63 unidades. Ocasionalmente se emplearon extensómetros de barra con más de un anclaje en la perforación, de ellos, se instalaron otras 10 unidades.

Aparte de los instrumentos instalados en la roca, se contó con un equipo DISTOMATIC, con el cual se puede medir convergencias de muralla con una precisión de hasta 0,001 cm. Los registros se practican según se ilustra en la figura 7B. Este equipo permitió controlar en forma expedita, al menos 18 estaciones de convergencia.

Finalmente, en aquellos sectores de mayor espesor de shotcrete y en concretos de obras civiles (columnas y vigas) solidarias a la roca más débil, se instalaron medidores de deformación embebidos en estos concretos. Dichos medidores actuados por el principio de cuerdas vibratorias, pueden detectar excesos de cargas sobre estos concretos y shotcrete. En total se instalaron 66 de estos instrumentos (ver figura 7C).

Este programa de instrumentación fué complementado durante la etapa final de la excavación de las bóvedas laterales OP-15 y OP-16 y pique inferior, mediante la ejecución de tres registros de fatigamiento in-situ, distribuidos según se indica en figura 3. Estos registros de fatiga in-situ, efectuados mediante técnicas de overcoring empleando el USBM Deformation gage, te-



nían como objetivo comprobar que la redistribución de esfuerzos nativos en la roca, como resultado de las excavaciones efectuadas, era concordante con lo adelantado por la simulación matemática con técnica de elementos finitos.

Todo el programa antes enumerado significó un gran esfuerzo en horas ingeniero y horas instrumentista, lo que habría conducido a una crisis en la etapa de análisis de todos los datos recogidos en terreno, de no mediar la alternativa de contar con un computador IBM-370 en CODELCO-CHILE- EL TENIENTE el cual fué extensivamente empleado en el análisis de la información recogida en terreno. Como resultado de esta campaña de instrumentación las siguientes conclusiones fueron extraídas :

- a) La instrumentación empleada en el control de deformación en rocas (extensómetros y medidor de convergencia) resultan apropiados para registrar desplazamientos de rocas y fortificaciones; sin embargo, dado que estos equipos sólo entregan valores puntuales se hace necesario emplear un gran número de ellos, requiriéndose además un gran número de horas-hombre en recoger datos en terreno y posteriormente en análisis computacional. En el caso de El Teniente, el personal requerido ascendió a un ingeniero y dos auxiliares analistas a jornada completa más un número indeterminado de horas hombre de apoyo en la faena misma.
- b) En definitiva, la instrumentación ha servido para comprobar las deformaciones de techos y murallas se han mantenido dentro de los rangos anunciados por modelos de simulación con elementos finitos. Dichos valores fluctúan entre 0 a 30 mm y de 0 a 20 mm respectivamente. La única excepción a esta regla fué comprobada justamente en la muralla de intersección del OP-15 y la nave principal. En dicho lugar las deformaciones han alcanzado magnitudes de hasta 70 mm en situación de no estabilización. Estos desplazamientos han comprometido la obra civil (envigado) inmediata a dicha muralla, razón por la cual fué necesario reconsiderar la fortificación dispuesta como final en dicho punto.

### 3. ESTUDIOS ADICIONALES

Conforme a que los resultados instrumentales han coincidido con los estudios geotécnicos preliminares, demostrando la inestabilidad de la muralla intersección OP-15 y Nave Principal, se planteó la necesidad de proyectar una fortificación adicional y suficiente, tal que garantizara la estabilidad de dicha muralla durante toda la vida útil del Chancador Teniente 6. Con este propósito, se programó un trabajo geotécnico adicional -- consistente en:

- Elaborar un modelo de elementos finitos tridimensionales, y así poder cuantificar aquellos parámetros que han intervenido en la estabilidad de dicha muralla.
- Concluir en base a esta nueva información, los detalles estructurales óptimos para la fortificación requerida.

#### 3.1 Antecedentes

Pese a la sofisticación y limitación de los modelos matemáticos tridimensionales, ha resultado -- recomendable efectuar esta investigación sobre -- la base de la abundante información de terreno -- disponible. Naturalmente, la magnitud de la Bóveda por simular, habría de crear serios problemas en escoger la mejor distribución de estos elementos finitos tridimensionales en el modelo seleccionado. Finalmente, los detalles geométricos más sobresalientes de este modelo se muestran en la figura 8. De ellos, vale destacar lo siguiente :

- Dimensiones físicas del modelo suponiendo un -- distanciamiento de "3 diámetros" i.e. 155 metros según eje principal de nave (OX); 70 metros según eje nave lateral (OY); 170 metros -- según la vertical (OZ)
- Programa de cálculo, empleando elementos hexaedros de 20 nodos con desplazamiento interpolados por una función lineal.
- Según se indica en la figura 8, el modelo se -- ha escogido aprovechando la simetría según el eje OX, tal que se han requerido 2.304 nodos y 1.702 elementos (hexaedros 8 nodos) para su configuración total aproximadamente 6.500 grados -- de libertad.



Como información general de entrada al programa computacional se han aprovechado todos los antecedentes geomecánicos y de fatigamiento in-situ previamente obtenidos en terreno.

Naturalmente, la información resultante de esta simulación ha arrojado el sensor fatiga total y las deformaciones tridimensionales para cada uno de los elementos empleados en el modelo. Para facilitar la comprensión de todos estos datos - resultados, se ha recurrido a representaciones por secciones planas en sectores previamente considerados críticos. Finalmente, como resultado de todas estas investigaciones, se han detectado algunas otras zonas de debilidad alrededor de la bóveda. Sin embargo, para el sector más crítico es decir, paredes de la nave lateral OP-15 y principal, las conclusiones más significativas son :

- Como consecuencia de estudios teóricos y mediciones de terreno, ha sido demostrado que ciertas zonas de la bóveda excavada, están más comprimidas que otras y un caso especial es la nave OP-15, lugar en que los desplazamientos registrados superan en factor 10 los valores aceptables para esta roca.
- Consecuente con lo anterior, se ha estudiado la presión de confinamiento necesaria de aplicar a esta roca para devolverle su condición de estabilidad. Dicho confinamiento debe aplicarse en magnitud y orientación de modo que, devuelva la calidad de autosoporte a la roca y garantice la no ocurrencia de deformaciones hacia otros sectores.
- Atendiendo a la distribución de calidad de roca por datos RQD, se ha adoptado un confinamiento adicional de 35 ton/m<sup>2</sup>, lo que se conseguirá con el uso de cables pretensados incorporados a la roca y siguiendo un patrón como el que se indica en la figura 9, y estructuras de concreto para lograr una presión uniforme (confinamiento)
- El confinamiento total aportado a estos tendones será de 2.400 ton con cada cara esquina del OP-15 y Nave Central, esta cifra se logró instalando 45 cables pretensados a 100 ton cada uno, y en una densidad promedio de 0,4 anclajes/m<sup>2</sup>.



- Para los cables así distribuidos, se especifica un anclaje activo apoyado sobre muro de hormigón de 0,7 m de espesor, para lo cual deberá habilitarse galerías de acceso, según se indica en figura 9. Los cables con pretensado activo no llevarán relleno en la perforación que los contiene, pero deberán estar adecuadamente protegidos contra filtraciones y acción del medio ambiente. La pretensión de 100 ton. en cada uno de ellos, será garantizada mediante la instalación de celdas de carga en un 10% de ellos como control de calidad en su instalación y posterior control para asegurar la estabilidad de la muralla así fortificada.

### 3.2 Instalación

La instalación de este tipo de anclaje, no es una actividad común en la minería e involucra un alto grado de especialización.

En atención a esta situación, se entregarán en detalle las diferentes etapas de colocación, los materiales utilizados y comentarios respectivos.

El concepto básico de esta fortificación, consistió en tensar cables de unos 37 metros de longitud, con ecceso por ambos extremos. El lado Sala se denominará "extremo exterior" y el opuesto "extremo interior". El túnel de acceso al extremo interior, se muestra en la figura 9, y -- fué provisto de un muro de confinamiento o repartidos de cargas.

#### 3.2.1 Elementos utilizados

La experiencia en fortificación acumulada en la Mina El Teniente y los antecedentes recogidos de instalaciones foráneas, permitieron seleccionar dos tipos de cables como anclaje y definirles una protección contra los agentes ambientales, propios de la mina.

Atendiendo a contingencias operacionales diseño y abastecimiento, se decidió colocar en la mitad del total de anclajes, un cable de 2"  $\emptyset$  y en el resto un sistema multicable equivalente en resistencia al cable de 2"  $\emptyset$ , formado por 11 cables de 1/2"  $\emptyset$

El multicable está constituido por tendones del tipo utilizados en vigas de concreto pretensados. Estos son de acero -- ASTM-A 416-74 grado 270, con una resistencia a la rotura de 18,7 ton. y un 3,5% de elongación.

El sistema de protección consiste en un triple aislamiento que se logra alojando al cable en el interior de una cañería metálica, galvanizada de 2,5" Ø, la que se protege de la oxidación en su superficie exterior con lechada de cemento y sirve de depósito para inyectar grasa anticorrosiva entre el cable y cañería.

En el sistema así instalado, al recorrerlo desde su periferia al interior, encontramos la pared de la perforación, lechada de cemento, cañería, grasa y cable. La grasa utilizada es Mobilux 2 y la lechada se prepara con una mezcla sin aditivo de proporción cemento/agua = 1,4, en peso.

La tensión de los cables se realiza con gatos hidráulicos normalmente encontrados en el comercio.

### 3.2.2 Secuencia Operacional

Las operaciones se identificarán por un índice alfabético y la asignación corresponde a su secuencia de ejecución; en cada caso, se entregarán los antecedentes más relevantes, con excepción de la instalación y tensado del cable, etapa que se detallará en los puntos 3.2.3 y 3.2.4

#### A Construcción del Muro de Confinamiento

Terminadas las perforaciones se construyó el muro de confinamiento; fué necesario prolongar las perforaciones a través de este muro y construir un apoyo para los cables. El apoyo debe quedar perpendicular al eje del tiro, para permitir que el sistema anclaje apoyo trabaje en forma normal.

La prolongación de la perforación se logró con un trozo de cañería incorporada al moldaje del muro e introducida en el tiro; este tipo prolongado termina en el



apoyo y, para asegurar su perpendicularidad con el eje de la perforación, se soldó a la cañería una placa metálica (placa de apoyo) perpendicular a ella, la cual queda incorporada en el montaje. Así se evitó realizar trabajos adicionales sobre el concreto para obtener esta condición.

Esta metodología se aplicó en los dos extremos del anclaje.

#### B.- Limpieza del Tiro

Lavados con agua, bastaron para eliminar las pocas obstrucciones que se presentaron y que hubieran molestado en la introducción de los elementos del anclaje.

#### C.- Esta cañería debe quedar centrada en el tiro para asegurar su total recubrimiento con lechada de cemento; esto se logra con anillos plásticos fijados cada 3 metros en la periferia de la cañería; ver figura 10. Además de estos anillos, la cañería lleva un par de perforaciones para la inyección de lechada, de 1,5 cm $\varnothing$ , separadas 2,5 cm y espaciadas cada 5 metros aproximadamente, según se muestra en figura 11 A.

Posteriormente, se introduce la cañería de protección acoplando tramos de 6 metros de longitud (fabricación típica), hasta lograr el largo total de perforación. Se debe vigilar que todas las perforaciones de inyección queden hacia arriba y que los anillos estén asegurados lo suficiente como para evitar su deslizamiento.

La cañería instalada, se corta exactamente hasta la placa de apoyo y se solda a ellas hasta obtener un total sellado.

#### D.- Inyección de Lechada

La técnica de inyección consiste en introducir la mezcla desde el interior de la cañería y a través de las perforaciones de inyección, ver figura 11B.

El aparato inyector es un mango que en sus extremos lleva dos almohadillas inflables; este mango se introduce a la cañería hasta



la ubicación del par de perforaciones, - las almohadillas se inflan con nitrógeno hasta cerrar herméticamente el interior de la cañería, dejando el par de perforaciones destapadas y entre las almohadillas. Terminada esta etapa, se inyecta la mezcla por el interior del mango, la que se introduce por las perforaciones - al espacio anular cañería-roca. Este procedimiento se repite hasta que la mezcla salga por el extremo opuesto donde se inició la inyección.

La presión de inyección de la lechada fué inferior a 15 kg/cm<sup>2</sup> y se ocupó un promedio de 3.44 lt/m de cañería, lo que significa 130 lts/tiro aproximadamente. Al término de esta operación se dejó lavada la cañería.

#### E.- Prueba de Llenado

Veinticuatro horas después de inyectar la lechada, se debe verificar que el sello - roca-cañería esté realmente logrado. Esta prueba se realiza inyectando agua en el interior de la cañería, previamente sellada an ambos extremos; si el sistema está sellado, no se registrarán pérdidas de agua, si así no fuera, se debe volver a inyectar cemento hasta lograr un llenado - completo.

#### F.- Instalación del Cable

Con la lechada de recubrimiento fraguada se inicia la instalación de los cables. La técnica utilizada con los multicables y cable de 2" Ø, se detalla en los puntos 3.2.3 y 3.2.4, respectivamente.

#### G.- Inyección de Grasa

Con el cable instalado y pretensado a 100 toneladas se aíslan las paredes del sistema expuestas al medio ambiente con una cubierta metálica y se inyecta grasa como última etapa de protección.

El sistema de inyección es sencillo; consiste en meter grasa por uno de los extremos del anclaje hasta que salga por el extremo opuesto, dejando escurrir aproxima-

damente 5 lts. para asegurar la total salida de aire desde el interior de la cañería.

La grasa se inyecta a una presión de 70 a 80 kg/cm<sup>2</sup>, medida en la grasera, y se consume aproximadamente 180 lts/tiro.

### 3.2.3 Sistema multicable

El multicable es un paquete de 11 tendones de 1/2" Ø cada uno, que resisten en total aproximadamente 200 toneladas.

El paquete se logra armar al dejar cazados los cables en perforaciones que existen en cilindros guías. Estos cilindros están espaciados cada 2 metros en toda la longitud del cable; son construidos en plástico endurecido y llevan 11 perforaciones en sus caras planas, que lo atraviesan de lado a lado, uniformemente repartidas. Los cilindros guías sirven para amarrar el paquete, separar los cables y como punto de referencia para asegurar la no rotación del multicable, lo que significaría roce entre cables en el momento de tensar.

El paquete así armado se introduce en la perforación dejando 0,8 metros en el extremo de tensado y 0,3 metros en el que se fijará. Para facilitar esta operación, se introduce un cable guía desde el extremo opuesto, se amarra a la punta del multicable y se tira con un huínche.

Con el multicable instalado, se procede a fijar uno de los extremos mediante anclajes mecánicos; ver figura 12. El principio se basa en cuñas que apretan el cable con mayor presión cuando más aumenta la tensión del pretensado.

Con el multicable fijo en un extremo, se puede iniciar la tracción en la otra punta, cada cable será traccionado hasta alcanzar 10 toneladas, valor al que se debe llegar en etapas para eliminarle la tensión y facilitar la obtención de su máxima elongación; esta técnica evita una excesiva relajación del cable después de instalado. Un ciclo típico de tensado





es : 0-1-3-4-5-10 toneladas; cada etapa de tensado se aplica a cada uno de los 11 cables antes de pasar a la siguiente y el orden de aplicación en los cables es entrecruzado, similar al aplicado en el aprete de tuercas de las ruedas de un automóvil.

La tensión final del cable queda asegurada por una cuña similar a la del extremo fijo, pero que le permite avanzar en el momento de la tracción y no volver a su posición inicial.

La instalación de este tipo de anclaje no fué problemático y se obtuvo un rendimiento promedio de 6 multicables por semana.

#### 2.3.4 Sistema de Cables de 2" Ø

En este caso el cable está constituido por un solo cable y toda la tensión final (100 toneladas) se aplica sobre él, esto significa que los ciclos de tensado deben ser más cuidadosos y los sistemas de fijación más robustos. La cantidad de elementos accesorios es inferior a los utilizados en el sistema multicable.

Su instalación es similar al multicable, se pasa un cable guía desde el extremo opuesto, se fija al cable de 2" Ø, el que se encuentra enrollado en una tornamesa y se tira con un huínche.

El sistema de fijación es similar en su funcionamiento al multicable, pero más resistente. En la figura 13 se muestra el sistema, con los torones del cable desarmanados y las cuñas entre ellos. Para lograr un acunado inicial que soporte las primeras tensiones, las cuñas se apretan a golpe, mientras que en el otro extremo, se desarman los torones y se tira sólo el alma del cable hasta una tensión de 3 toneladas.

En atención a la magnitud de la fuerza a que será sometido el cable, las 100 toneladas se logran en varios ciclos. Un ciclo típico es : 0-35-0-58-0-100-0-115-0-120-0-115 toneladas. Las cero toneladas significa soltar el gato de tracción pero



no el cable; esto se logra al colocar suples (anillos de acero) en el tramo elongado del cable como resultado de la tracción.

Este sencillo sistema se complicó por la tendencia de los torones a desarrollarse y hacer girar el cable en el momento de la tensión. Esto obligó a fijar fuertemente los terminales de tracción para evitar su rotación y a eliminar cualquier situación que favorezca este problema. Una de las acciones fué asegurar un total desenrollado del cable antes de ser introducido en el tiro obteniéndose lo que se conoce como un estado "muerto".

Todas estas operaciones adicionales que fué necesario aplicar, disminuyeron notablemente los rendimientos, lográndose un promedio de 2,2 anclajes por semana.

### 3.2.5 Algunas comparaciones entre los dos tipos de Cables.

La fortificación mediante multicable es de mayor rendimiento y seguridad que la instalación con cable de 2" Ø.

El cable de 2" Ø no es de fabricación corriente, mientras que los tendones de 1/2" Ø del multicable es de construcción normal lo que significa un menor costo y plazo de adquisición.

El multicable requiere equipos y accesorios para la tensión de menor dimensión y robustez que el cable de 2" Ø.

## 3.3 Instrumentación

Instalados los cables, sólo queda controlar esta tensión.

Una situación normal considera una pérdida de tensión, cercana al 10% en un año, debido al roce y relajación del cable. Esta variación de la tensión se mide mediante celdas de carga que funcionan con el principio de la cuerda vibrante, instaladas entre las placas de apoyo y la cuña de fijación del cable.

Durante los primeros cuatro meses, los cables han

tenido una pérdida de tensión, cercana al 5% y la tendencia actual es a detenerse.

#### 3.4 Mantenición del Sistema

Una mantención preventiva periódica, anual y durante 10 años, consistirá en inyectar 15 lts. = de grasa en cada anclaje, verificando un comportamiento similar a una grasería de automóvil.

Los elementos metálicos expuestos al medio ambiente húmedo de la Mina, se tratarán con pintura antióxido al menos una vez por semestre.

~~~~~

REFERENCIA

1. Krstulovic Guillermo; Morales Ricardo.- Estudio Geotécnico Sala de Chancado Nivel Teniente 6, Proyecto E-155, División Minas, Geomecánica, Centro de Investigaciones CIMM, Enero 1979 - Informe El Teniente.
2. R.K.Agarwall; Guajardo Patricio.- Determinación de - Fatiga In-situ en Mina El Teniente. Los Métodos de - Hundimiento, Simposio organizado por Instituto Chileno Ingenieros de Mina, 27 Agosto 1973- Santiago, Chile.
3. Krstulovic Guillermo; Vargas Juan.- Determinación de Fatiga In-situ en Bóveda Chancador Interior Mina El Teniente. CIMERO Ingenieros Consultores - Informe a El Teniente.
4. Coyne et Bellier; El Teniente Mina Nivel Teniente 6, Sala de Chancado - Mayo 1980 - Informe a El Teniente.
5. Albornoz Héctor; Krstulovic Guillermo.- Geotécnia para la Construcción de una Bóveda para albergar un - Chancador Subterráneo en Codelco-Chile, División El Teniente, Mayo 1981. Simposio Tunnelling 1982, England.
6. Jofré Juan.- Control de Estabilidad de la Sala de Chancado, Interior Mina El Teniente, Julio 1979.- Simposio Académico Ingeniería Civil de Mina - USACH.
7. Novoa Patricio.- Fortificación activa con Cables Pretensados a 100 toneladas en Sala de Chancado Teniente 6 - Informe Interno.

TABLA - PROPIEDAD MECANICA DE LA ROCA
EN EL SECTOR DE SALA DE CHANCADO

CARACTERISTICAS	GENERAL	PIPA BRECHA	LATITA	ZONA DE LA BODEGA
Peso Específico (Ton/m ³)	2.57	2.58	2.54	2.54
Resistencia Compresión (M Pa)	49.00	46.30	55.40	62.00
Resistencia Tracción (M Pa)	2.80	3.00	2.30	2.70
Porosidad (%)	1.87	1.97	1.43	1.68
Cohesión (M Pa)	4.80	4.40	5.00	-
Angulo de Fricción (°)	54.00	53.00	56.00	-
Velocidad Onda P(m/s)	4220.	4150.	4315.	4330.
Módulo de Young E (M Pa)				
Dinámico	35000.	31000.	38000.	36500.
Estático	20800.	20800.	-	-

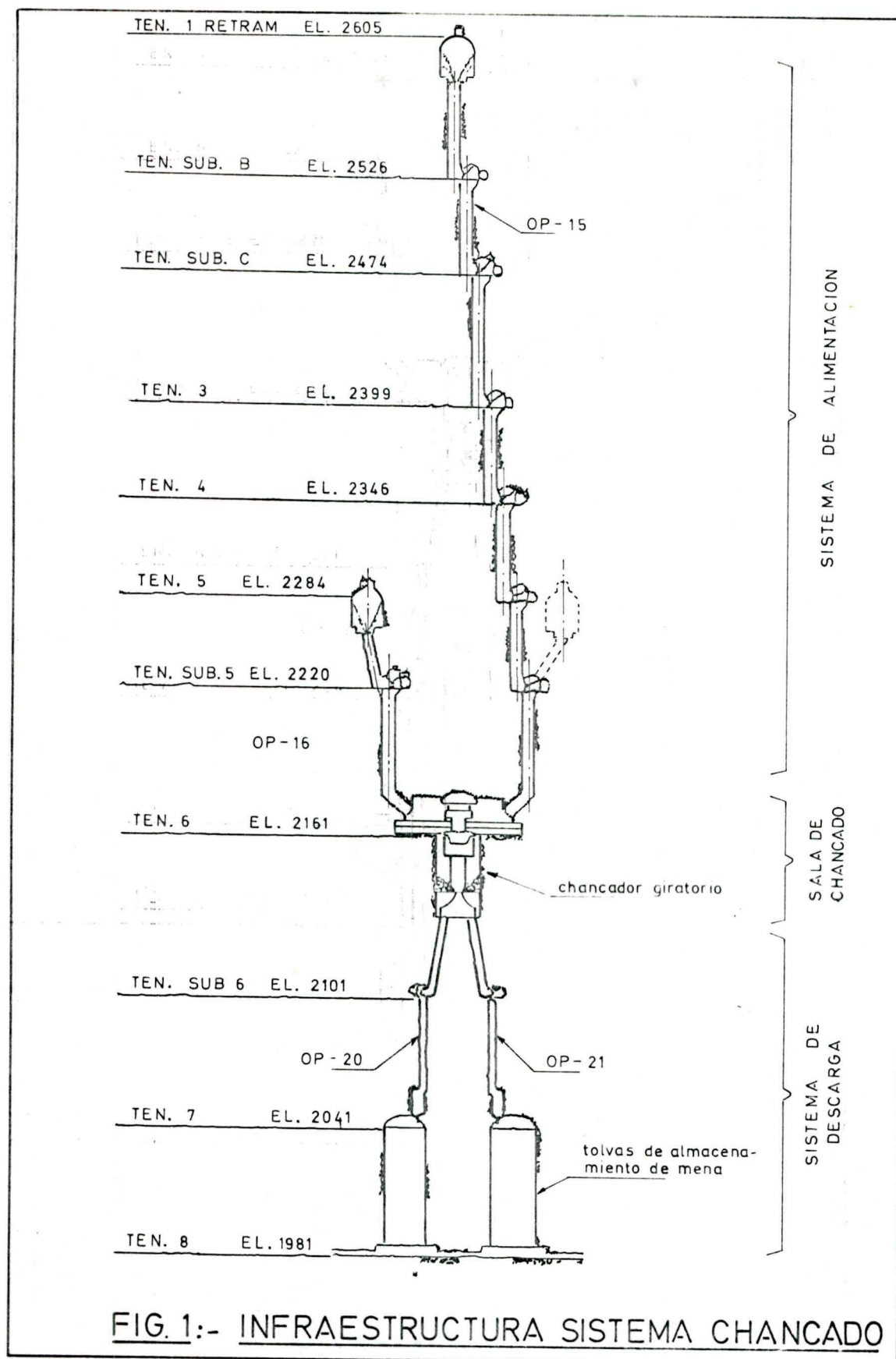
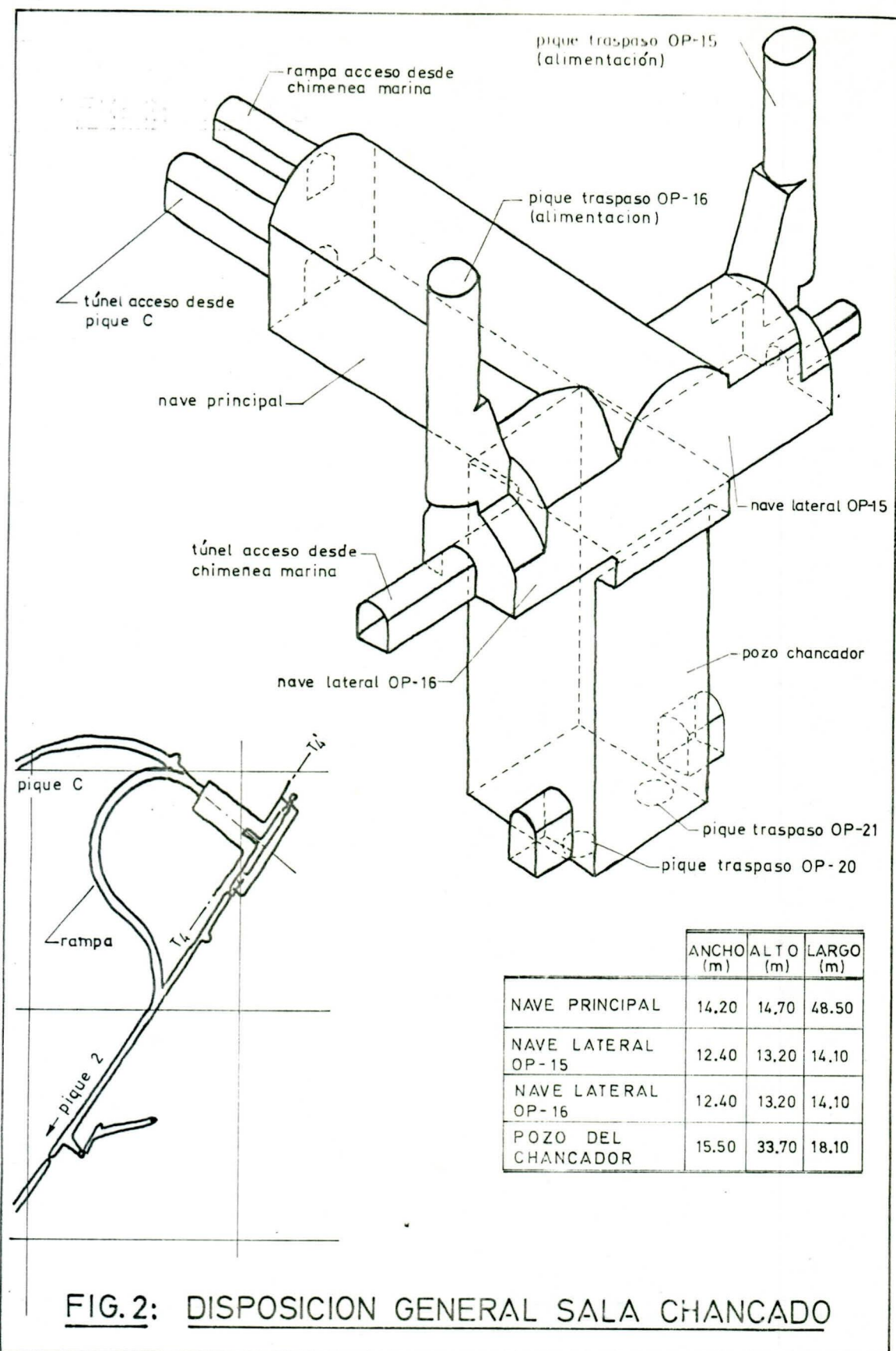
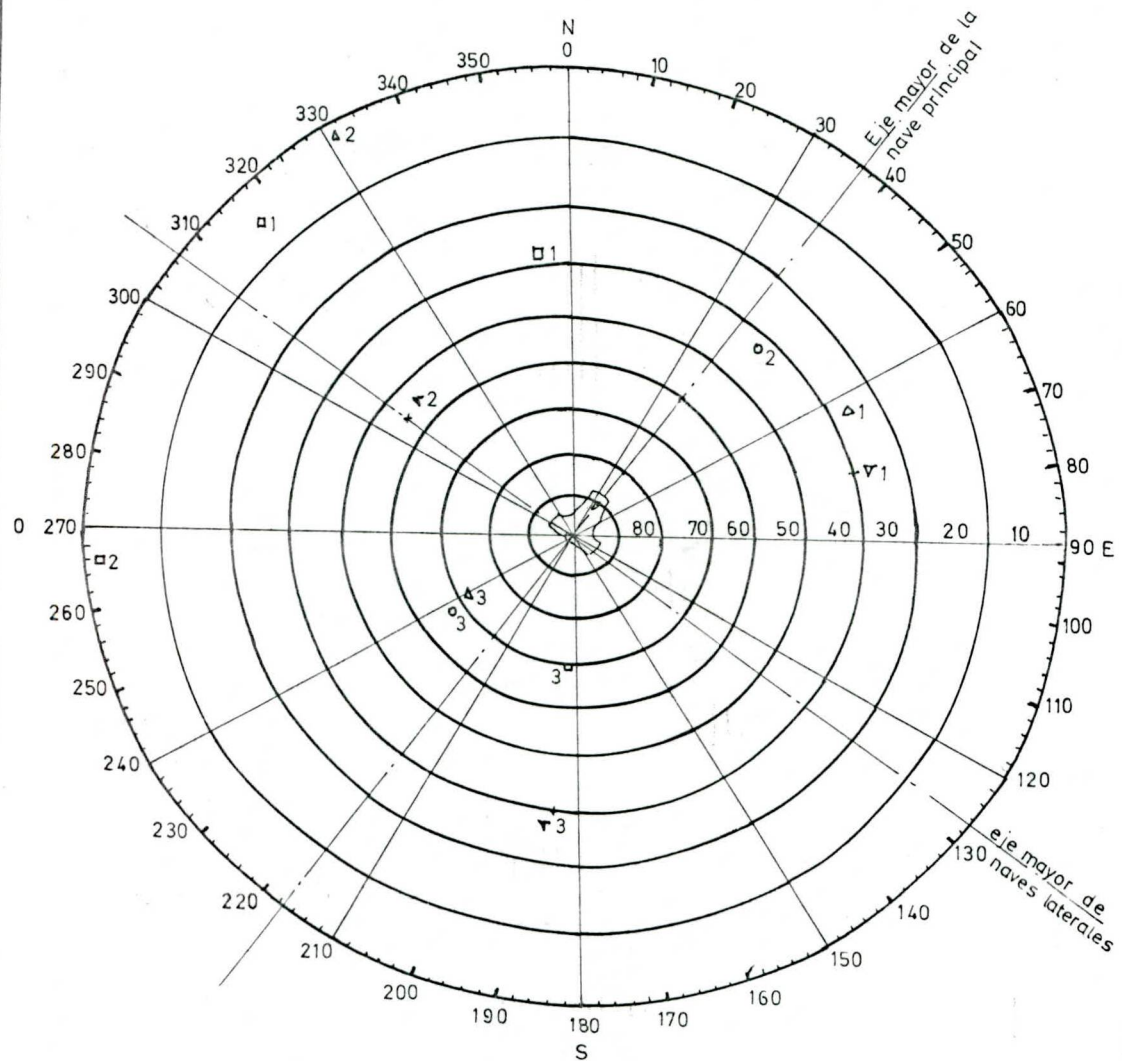


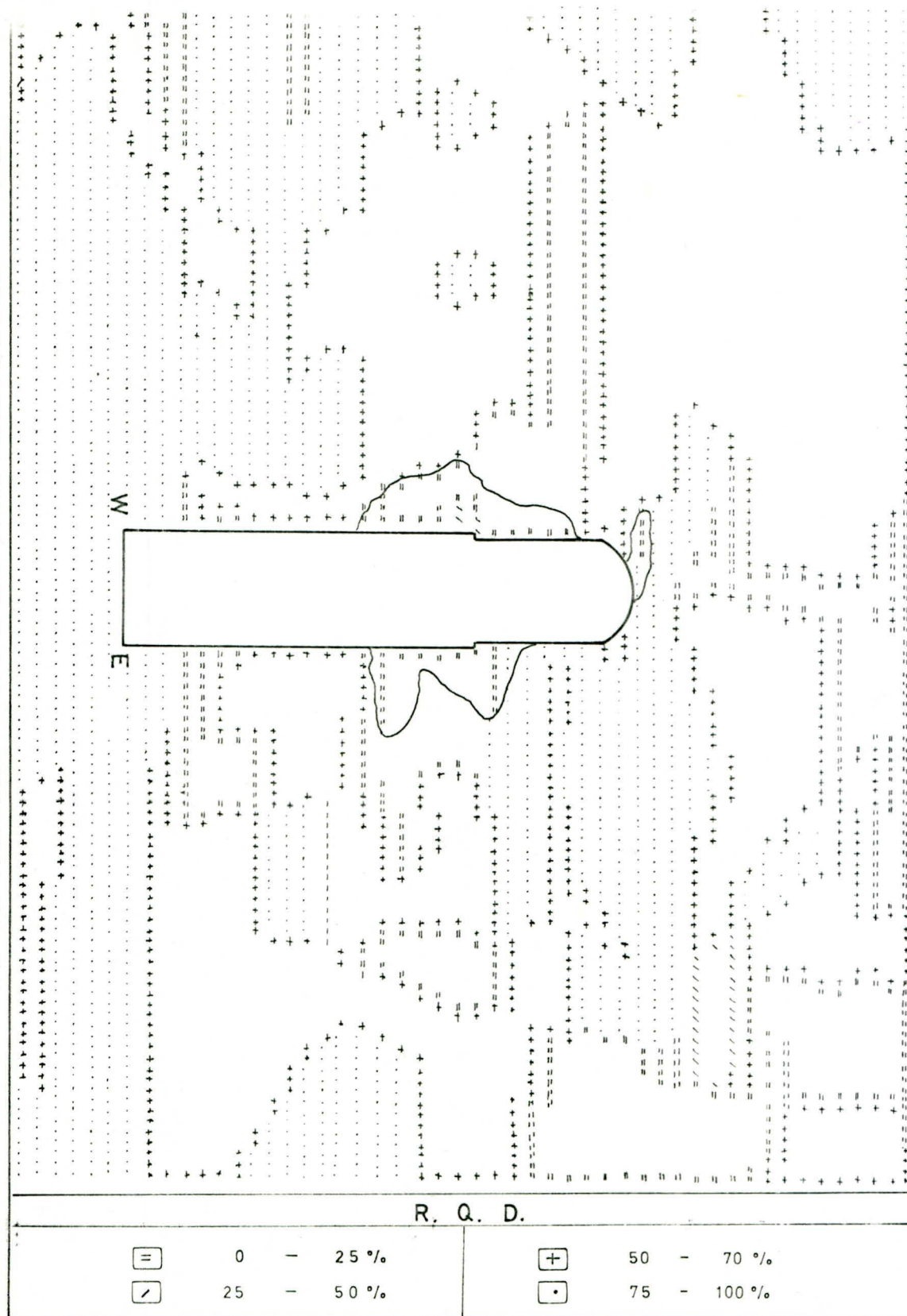
FIG. 1:- INFRAESTRUCTURA SISTEMA CHANCADO





**FIG. 3:- PATRON DE ESFUERZOS IN-SITU EN
EL TENIENTE.- NIVEL TEN. 6**

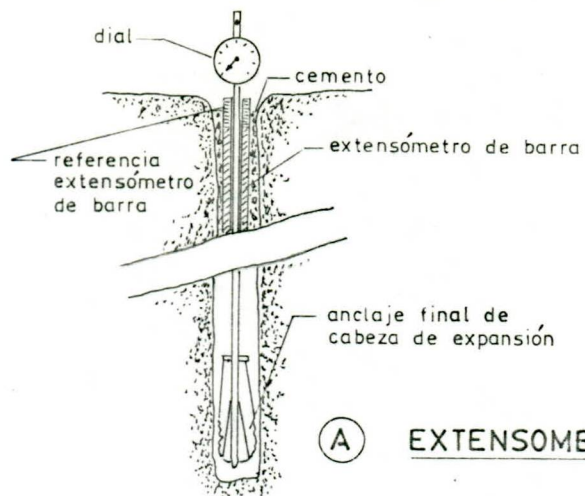
FIG. 5: REPRESENTACION DE R.Q.D. — SECCION T4-T4'



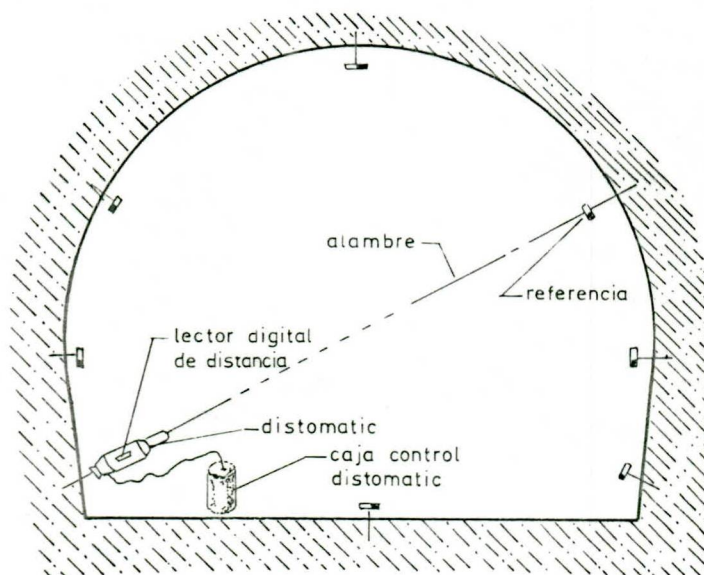


TRONADURA SUAVE Y PRE-REFUERZO
TÍPICO





(B) DISTOMATIC



(C) CUERDA VIBRANTE

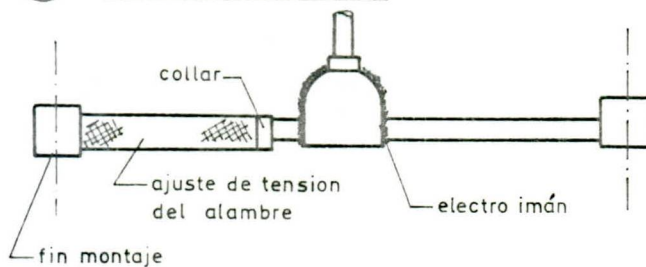


FIGURA 7

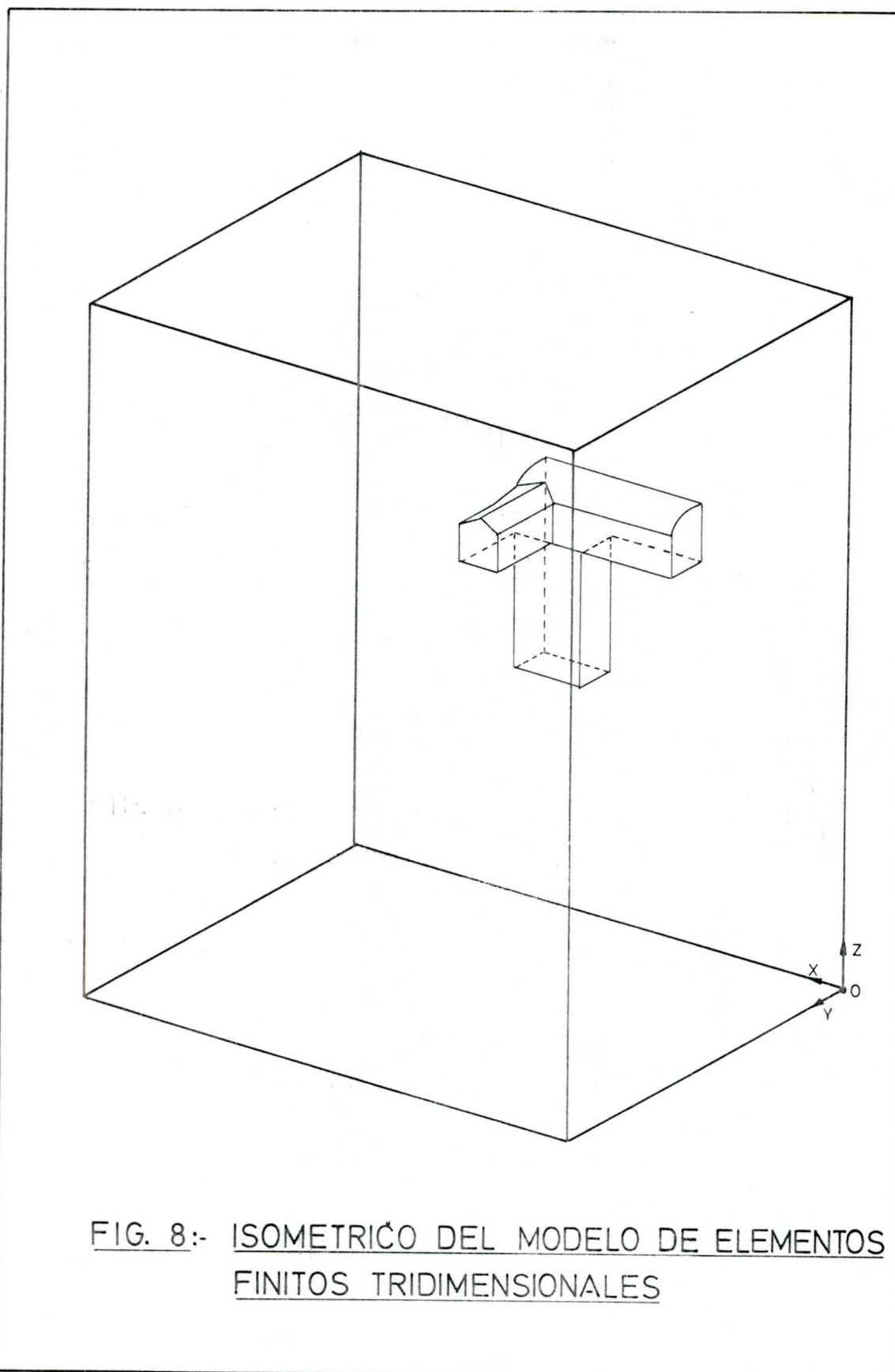
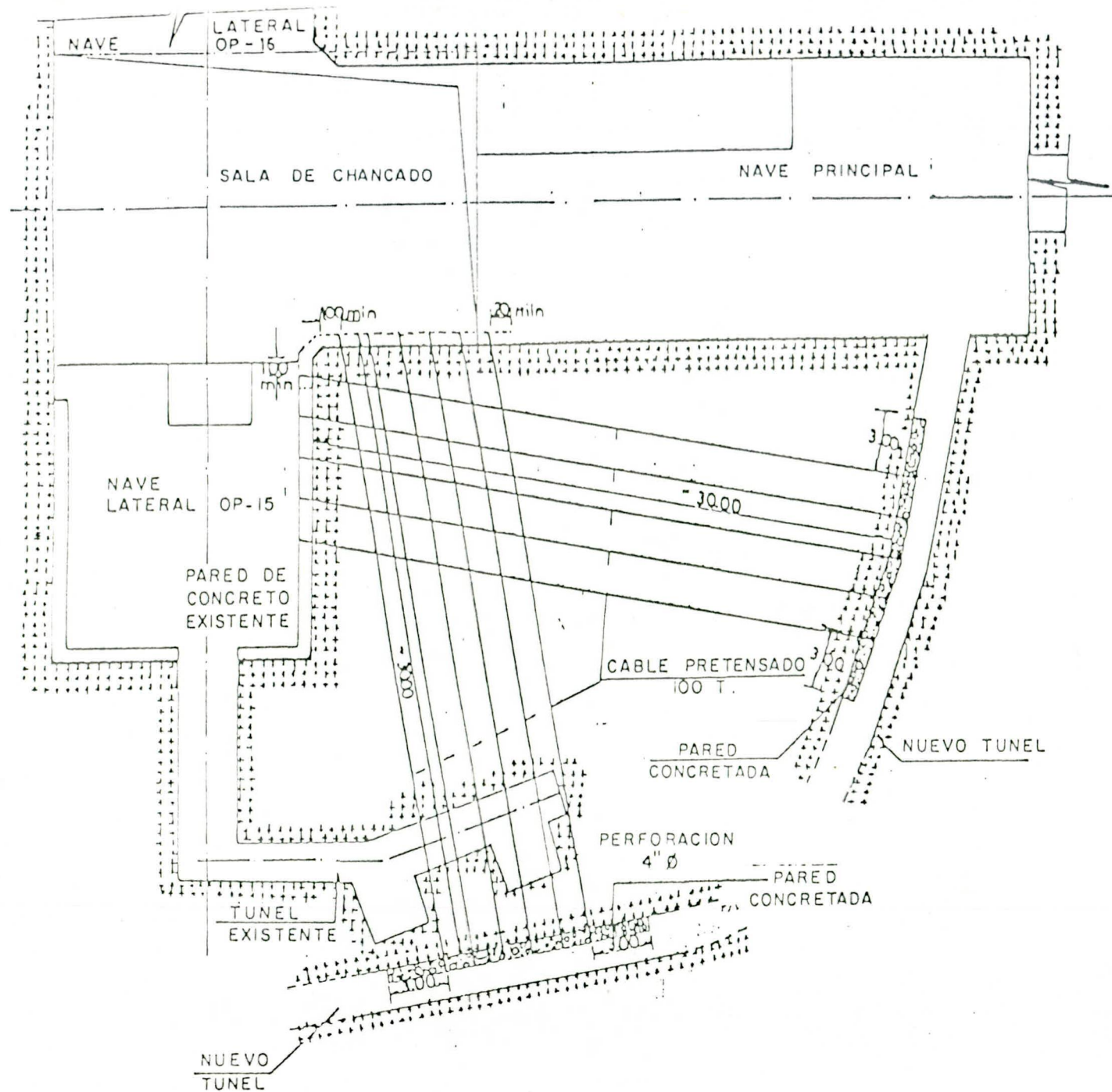
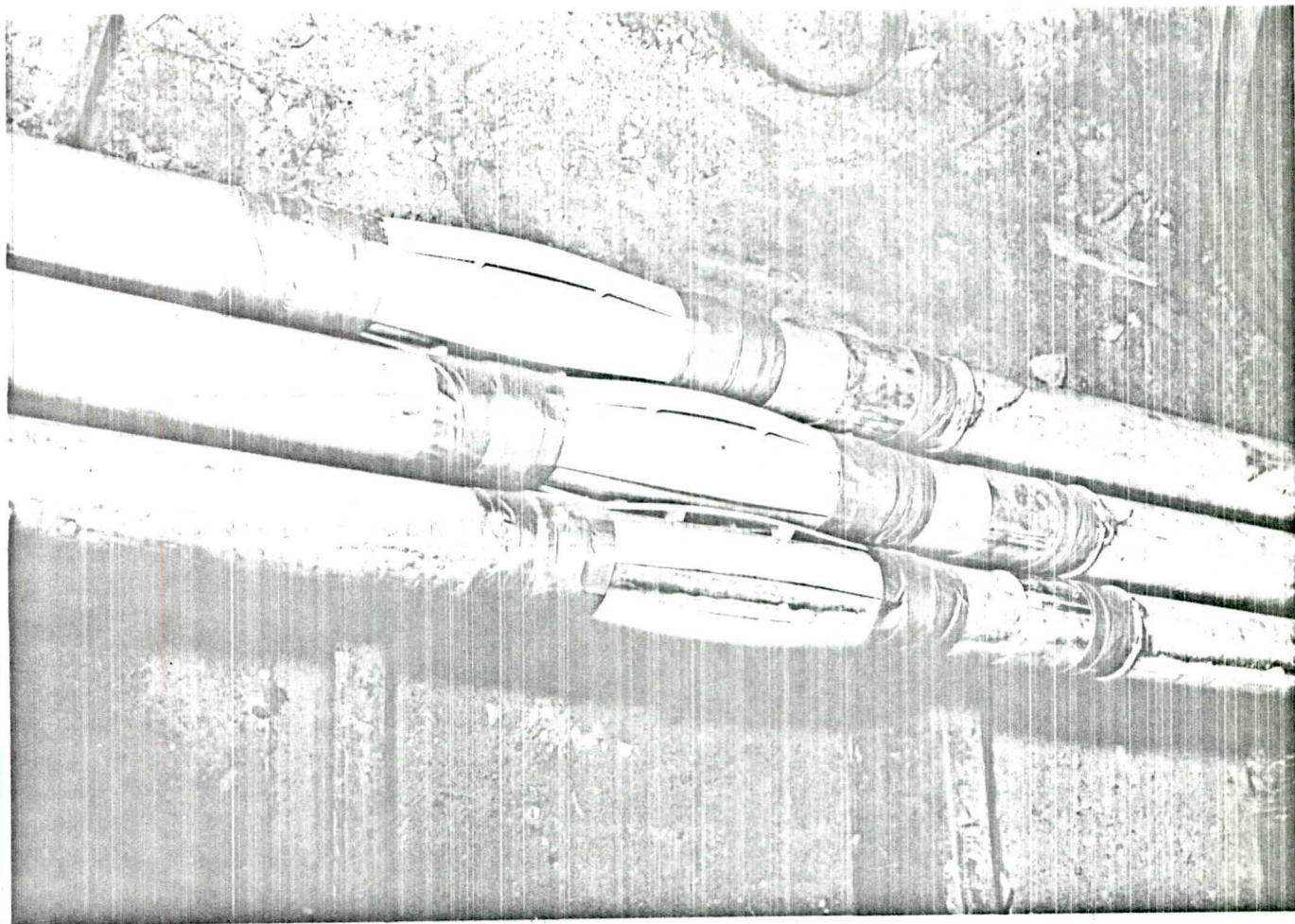


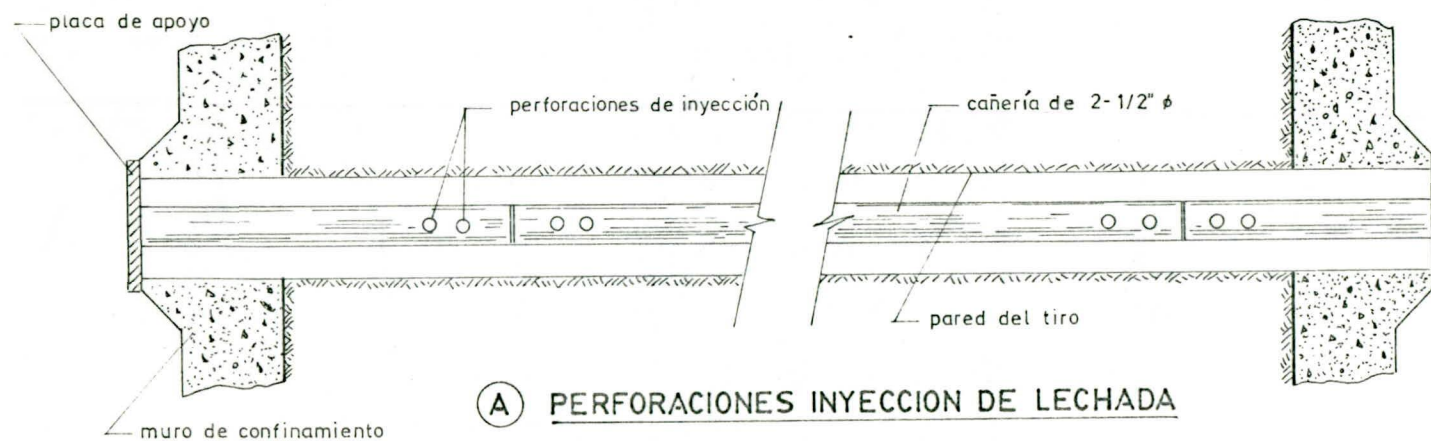
FIG. 8:- ISOMETRICO DEL MODELO DE ELEMENTOS FINITOS TRIDIMENSIONALES



PLANTA



ANILLOS CENTRADORES DE CANERIA 2" ϕ



SECCION A-A

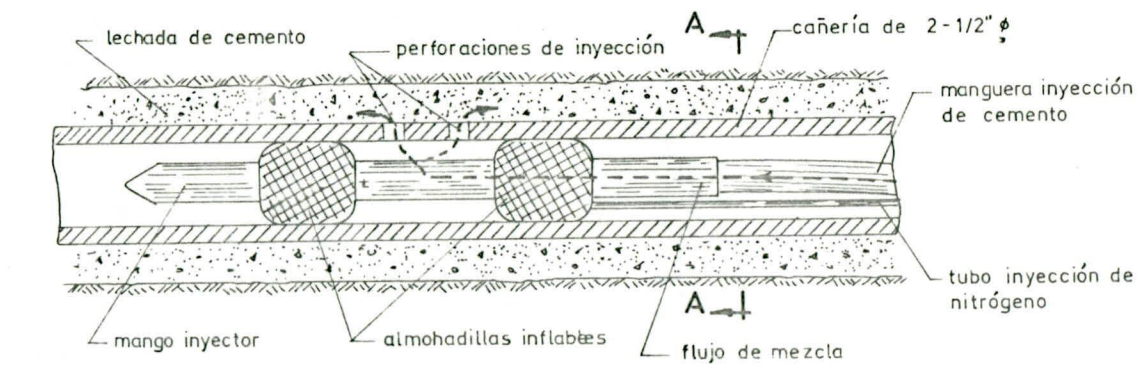
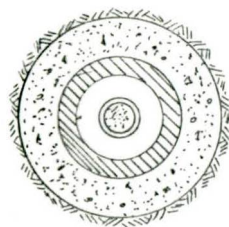
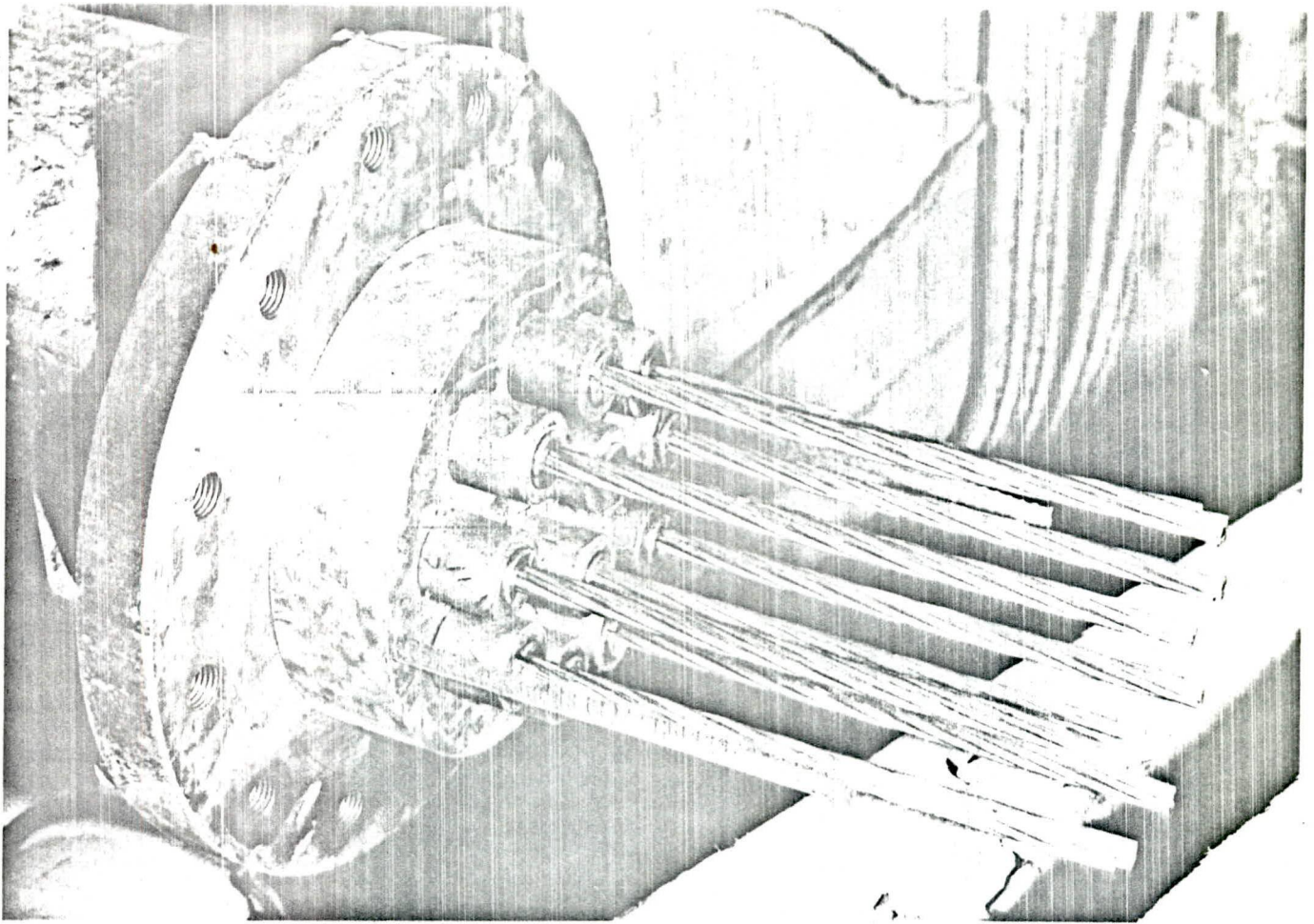


FIGURA 11



MULTICABLE



CUÑA Y CABLE 2 1/2" ϕ

TRONADURA CONTROLADA EN LA CONSTRUCCION DE
CENTRALES HIDROELECTRICAS
=====

Autores:

LUIS ALCAYAGA MOLINA

MARCOS CAMPOS VEGA

CONSTRUCCION CENTRALES COLBUN Y MACHICURA
EMPRESA NACIONAL DE ELECTRICIDAD S.A.
=====

I N D I C E

1. IMPORTANCIA
2. METODOS DE TRONADURA CONTROLADA
 - 2.1. Barrenado en línea
 - 2.2. Pre-corte
 - 2.3. Disparo amortiguado
 - 2.4. Disparo suave
3. EXPERIENCIAS EN TRONADURA CONTROLADA
 - 3.1. Trabajos utilizando Pre-corte
 - 3.1.1. Camino acceso a tuberías horizontales
Casa Máquinas Central Antuco
 - 3.1.2. Camino Presa Principal-Ventana Túneles
Aducción. Central Colbún
 - 3.1.3. Excavación Casa de Máquinas y Canal de Evacuación Central Machicura
 - 3.1.4. Camino Coronamiento Presa Central Machicura
 - 3.1.5. Ventana y Colchón Disipador Central Machicura
 - 3.1.6. Vertedero Presa Central Colbún
 - 3.1.7. Camino Centinela-Presa. Central Colbún
 - 3.2. Disparo suave en avance de túneles
 - 3.2.1. Túnel de Acceso etapa construcción
Caverna Casa de Máquinas. Central El Toro
 - 3.2.2. Túnel Aducción Central Antuco
 - 3.2.3. Túneles Desviación Río Maule. Construcción
Centrales Colbún-Machicura
 - 3.2.4. Túneles Aducción Central Colbún
4. CONCLUSIONES
5. RECOMENDACIONES



TRONADURA CONTROLADA EN LA CONSTRUCCION
DE CENTRALES HIDROELECTRICAS

1.- IMPORTANCIA

La sobre excavación constituye uno de los principales problemas que debe ser resuelto en las faenas de excavaciones, necesarias para la construcción de centrales hidroeléctricas.

Esta sobre excavación provoca zonas inestables en frentes, techos y cajas de obras subterráneas o en taludes de obras exteriores, lo que causa un riesgo permanente de caída de rocas sobre personas, equipos e instalaciones.

Este riesgo se agudiza, y es tanto mayor en su gravedad potencial, a medida que aumentan las secciones de las obras subterráneas o de los perfiles en faenas exteriores ya que también aumentan las alturas de caídas y, en muchos casos, el tamaño de las rocas que podrían desprenderse.

Estas razones justifican que, por SEGURIDAD, los paramentos deben ser protegidos de la excavación excesiva ya que es un hecho conocido que, mientras más cercana a la teórica sea la curvatura del contorno de una obra subterránea, mejor se aprovecha la capacidad de auto-soporte del arco de roca. Esto también es válido para obras exteriores por cuanto, mientras menor sea el daño superficial de los taludes, mejor conserva la roca sus características mecánicas.

Otra de las razones por las cuales se debe evitar la sobre excavación es la ECONOMIA por cuanto la existencia de paramentos inestables exige la utilización de sistemas de soportes que incluyen la instalación de: marcos metálicos y/o de madera, pernos de anclaje, mallas de alambre u hormigón proyectado, lo que aumentan considerablemente los plazos y costos de ejecución de las obras.

La sobre excavación es aún de mayor relevancia económica, cuando se produce en túneles que se utilizarán como acueductos, por cuanto, si el túnel no es revestido, la irregular forma de sus cajas y techo provoca pérdidas de carga en el desplazamiento de las aguas que, a su vez, arrastran materiales que se depositan en zonas de instalación de equipos, pudiendo provocar graves daños.

En el caso, que es el más utilizado, de túneles revestidos, la sobre excavación produce un aumento considerable en el volumen de material de revestimiento necesario, para rellenar el exceso de excavación y así lograr los perfiles proyectados para el óptimo escurrimiento de las aguas.

Por el contrario, la roca de la excavación protegida de la acción

de los explosivos, conserva sus características mecánicas que le permiten participar, en gran medida, a tomar las presiones de servicio de las tuberías que se instalan bloqueadas contra la roca, lo que permite una disminución apreciable en los espesores de los blindajes y/o de sus recubrimientos.

Estas razones, someramente señaladas, han inducido al personal de la ENDESA a experimentar y aplicar las técnicas de la TRONADURA CONTROLADA, con los recursos disponibles a esas fechas en la construcción de las Centrales Rapel, El Toro y Obras de Construcción de Alto Polcura, Antuco y, actualmente, en la inspección de la construcción de las Centrales Colbún-Machicura.

2.- METODOS DE TRONADURA CONTROLADA

Básicamente, la tronadura controlada es una técnica que consiste en: "DISTRIBUIR EN LA MEJOR FORMA POSIBLE, EL MINIMO DE CARGAS EXPLOSIVAS NECESARIAS PARA OBTENER EL DESPRENDIMIENTO DE LAS ROCAS, MINIMIZANDO LAS TENSIONES Y FRACTURAS FUERA DE LA LINEA DE EXCAVACION".

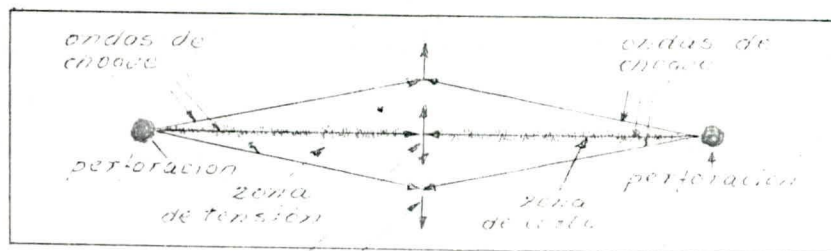
Existen varios métodos que tienden a obtener estos resultados. Entre los principales, se consideran los siguientes:

2.1. BARRENADO EN LINEA (line Drilling). Durante muchos años éste fue el único método utilizado para el control de la sobre excavación y consiste en una corrida de perforaciones paralelas, ubicadas en la línea de excavación final y muy próximas unas a otras, que no se cargan con explosivos. Esto permite construir un plano debilitado que se rompe con la acción del disparo principal, lo que hace reflejar las ondas de choque y reduce el fracturamiento externo de las rocas.

Este procedimiento no siempre entrega buenos resultados y es de alto costo debido a que requiere de gran cantidad de perforaciones en la línea de perímetro, sin embargo, de este método se han derivado:

2.2. PRE-CORTE (presplitting o Pre-shearing). Este método, conocido también como PRE-RAJADURA, PRE-ABERTURA O DESCARGADOR DE FATIGAS, es una mejora de la tronadura por barrenado en línea y se diferencia en que en el Pre-corte todas las perforaciones finales se cargan y, además, se disparan antes que cualquier otra área del disparo principal.

La teoría del pre-corte consiste en que cuando se disparan dos cargas, simultáneas en barrenos ubicados vecinos, el choque de las ondas explosivas pone la lámina en tensión, provocando una fractura que entrega una zona de cizallamiento entre las perforaciones.



Resultante debido a colisión de ondas de choque

Con espaciamiento, diámetros y cargas apropiadas, el sector fracturado constituiría una zona de corte angosta contra la cual se quebrarían los disparos posteriores. Este plano precortado evita que las ondas de choque se transmitan más allá de las líneas de corte dando como resultado una pared lisa, prácticamente sin sobre-excavación.

Las perforaciones del pre-corte se cargan con cartuchos espaciados con separadores para alivianar la densidad de carga y obtener una mejor distribución del explosivo. Conviene, eso sí, aumentar la cantidad de carga en el fondo de los barrenos (carga de fondo) debido a la mayor resistencia de la roca en este sector. Se debe utilizar cordón detonante para asegurar la explosión de todos los cartuchos a lo largo de la perforación.

La totalidad de los barrenos cargados se deben rellenar en el último tramo (taco) para evitar que los tiros "soplen".

Sin embargo, este método no es empleado corrientemente en labores subterráneas horizontales, como avance de túneles, en nuestro caso - porque el sistema resulta poco económico debido a las dificultades que presenta el terreno para colocar los "tacos" y porque no siempre los resultados son aceptables.

En obras exteriores sí, se han obtenido resultados excelentes y, también en faenas subterráneas, para la rotura inicial de túneles, desde cavernas o túneles de mayor sección.

En estos últimos casos, el sistema sufre una variación derivada del peso de la roca (techo), lo que obliga a que se produzca una descompresión previa de la zona a romper, antes del disparo del perímetro, para que el pre-corte tenga éxito. Esto se obtiene mediante una galería - piloto que se excava previamente o, en el mismo instante del disparo, - con utilización de detonadores micro-retardados.

En este caso el orden de operaciones es el siguiente:

- I Disparo de los barrenos centrales (rainuras y auxiliares) - necesarios para obtener una zona central libre.
- II Disparo del pre-corte.
- III Disparo del resto de los tiros.

2.3. DISPARO AMORTIGUADO (Cushion Blasting). Este método también recibe los nombres de TRONADURA POR FRANJAS, POR LAJAS O POR CORTES y es similar al del pre-corte pero se diferencia de éste en que el disparo - inicial se efectúa desde las rainuras, cuando no hay caras libres, o desde la primera corrida en caso de existir éstas. Los últimos tiros en salir corresponden a los barrenos de contorno.

Para obtener el máximo de "amortiguación" las cargas deben colocarse contiguas a la cara o lado de la excavación. Para lograr esto se coloca un "taco" en la parte posterior de los barrenos o bien se instalan cuñas o bloques entre los cartuchos y la zona por "amortiguar". Dado

que los mejores resultados se obtienen relleno entre y alrededor de las cargas explosivas, este método tiene poca aplicación en el avance de túneles en los que se usan perforaciones horizontales de pequeño diámetro.

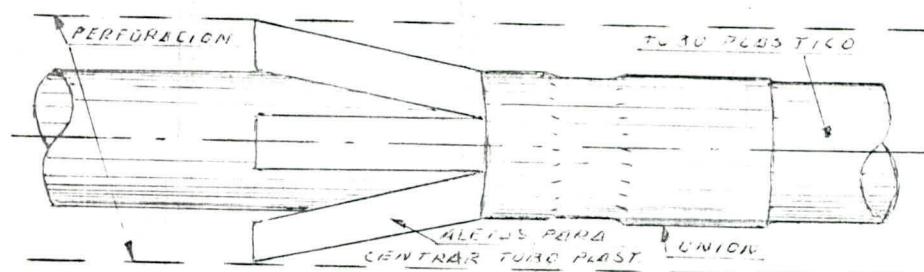
2.4. DISPARO SUAVE (Smooth blasting). Este método que también se conoce con los nombres de TRONADURA DE CONTORNO, DE PERIMETRO O CINCELADA, es una mejora del DISPARO AMORTIGUADO y constituye el procedimiento más frecuentemente utilizado en el avance de túneles y también tiene aplicación en las obras exteriores.

Básicamente el procedimiento es similar al del disparo amortiguado: Se perforan barrenos paralelos próximos a lo largo de los límites de la excavación que ahora se cargan con la menor cantidad admisible de fuerza explosiva distribuida en forma continua a lo largo del barreno. Al disparar, utilizando micro-retardos entre los tiros, se produce una acción de corte que da paredes lisas, sin sobre-excavación o con un mínimo de ellas. Los tiros de contorno son los últimos en salir por lo que la zona a excavar ya está libre al explotar estos tiros.

El disparo suave requiere de tiros periféricos barrenados con una relación de burden a espaciado de, aproximadamente, 1,5 a 1, cargados con explosivos de baja densidad y/o potencia, distribuidos a lo largo del barreno.

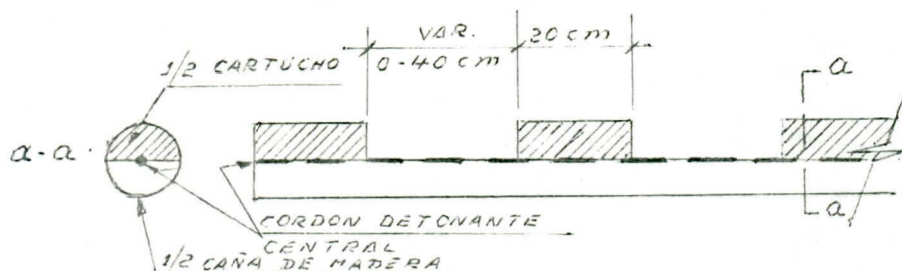
Los mejores resultados se obtienen utilizando cartuchos de, notoriamente, menor diámetro que el del barreno con el objeto de mantener espacios libres entre explosivos y rocas.

Actualmente este objetivo se logra con el dispositivo, creado en Suecia, consistente en tubos plásticos que se llenan con explosivos de baja densidad y/o potencia. Estos tubos disponen de un sistema de acoplamiento dotado de pétalos que permiten prolongar la longitud de la columna de acuerdo con el largo del barreno y centrar el tubo cargado con lo cual se separa la carga explosiva de los bordes de la perforación.



Antes de conocerse y que se fabricara en Chile este dispositivo, se lograban también resultados aceptables utilizando "medias cañas" para los tiros de contorno. Este procedimiento consiste en un listón de madera cortado longitudinalmente, al cual se amarran medios cartuchos de explosivos también cortados a lo largo. Esto provee una carga explosiva "suave" que, en algunos casos, puede aliviarse aún más colocando separados estos medios cartuchos. Se debe utilizar cordón detonante para asegurar la explosión de toda la hilera.

Estas medias cañas (el listón con los medio-cartuchos), se introducen en el barreno donde deben caer en forma holgada colocando, al igual que el disparo amortiguado, la carga explosiva hacia la zona por excavar.



Para obtener los mejores resultados en el Disparo Suave, los tiros de contorno (corona, descargas y zapatera) se deben disparar en forma simultánea o con retardos de alrededor de 80 mili segundos para evitar que los gases del tiro vecino expulsen al explosivo antes que éste actúe. Se disparan después de los barrenos auxiliares con el objeto de asegurar que la roca se haya quebrado ofreciendo un aligeramiento al disparo último. Este aligeramiento permite un movimiento sin restricciones, de la franja final, hacia el interior de la excavación y evita los destrozados en sus bordes. Con esto se obtiene el perfil teórico deseado y paredes lisas y prácticamente sanas.

Los textos especializados recomiendan el uso de taco en los barrenos utilizando tarugo aprisionador, arcilla, arena o tierra. Expresan que, si las perforaciones del disparo suave no se taponean, las cargas livianas pueden ser extraídas por la acción de los disparos anteriores.

Nuestra experiencia es que en el caso del uso de las medias cañas, basta con colocar una cuña aprisionando su extremo exterior contra el borde del barreno.

En el caso de los tubos con pétalos se han obtenido resultados altamente satisfactorios colocando, como taco, trozos de papel humedecido.

De estos métodos de TRONADURA CONTROLADA, en la ENDESA se han utilizado, preferentemente, el PRE CORTE y el DISPARO SUAVE.

Los resultados obtenidos, con los recursos disponibles a la fecha que se indica, son los que se muestran en las páginas siguientes:

3.- EXPERIENCIAS EN TRONADURA CONTROLADA

3.1. TRABAJOS UTILIZANDO PRE-CORTE.

3.1.1. CAMINO ACCESO A TUBERIAS HORIZONTALES CASA DE MAQUINAS CENTRAL ANTUCO.



TRAMO V21. "A" en 30 m.l.
CALIDAD DE LA ROCA.

Brecha andesítica, sana, dura y poco alterada.

Durante la perforación se presentan alteraciones como fallas de poco espesor y algunas grietas que hacen que las barras "se atraquen".

PERFORACION.

Se usa Track Drill, con barras de extensión y bit 1 3/4". El propósito es alcanzar la traza inferior del camino en una sola etapa de perforación.

$\phi = 1 \frac{3}{4}"$ E = 0.60 m. L = 13-9 m. $I_{nc} = 1/10$
Barrenos 50 c/u.

CARGUIO.

Se limpian minuciosamente todos los barrenos. -
La carga se distribuye por medio de un cordón -
detonante al cual se atan cartuchos de A.G. 60%
de 1" x 8", con una carga de fondo mayor que la
de la columna.

La cantidad de explosivo calculada es de 220 grs/m.l.

ENCENDIDO.

Colocada la carga en las perforaciones, éstas se llenan con arena seca. Las "colas" del cordón detonante se unen con una línea troncal que se inicia con dos detonantes del mismo número de retardo, colocados uno en cada extremo de la troncal. Se conectan en serie y se dispara.

RESULTADOS.

Se observa una línea de espesor no superior a 2 mm que une en forma casi recta la mayoría de las perforaciones en la superficie (roca sana), en otro sector se produjo desconchado y una línea de ancho mayor (roca alterada).

Anomalías observadas:

- Desviación de algunos barrenos al atravesar una grieta.
- Desviación de algunos barrenos por descuido del operador que no niveló adecuadamente la perforación.
- Perforación dificultada por falla.
- Dificultad y demora en la limpieza de perforaciones tapadas.
- Dificultad y demora del disparo al rellenar con arena.
- Cantidad excesiva de explosivos usado, lo que provocó sobre excavación en algunas zonas de roca frágil y quebradiza.
- Un "tiro quedado" por cortarse la "cola" del cordón detonante en la unión con la línea troncal.

CONCLUSIONES.

En general el pre-corte facilita lograr los objetivos propuestos: Los taludes que se deseaban proteger muestran un mínimo de daño, a pesar del exceso de carga que resultó para algunos sectores debilitados.

Con algunas pequeñas modificaciones este método deberá entregar mejores resultados.

Abril 1974

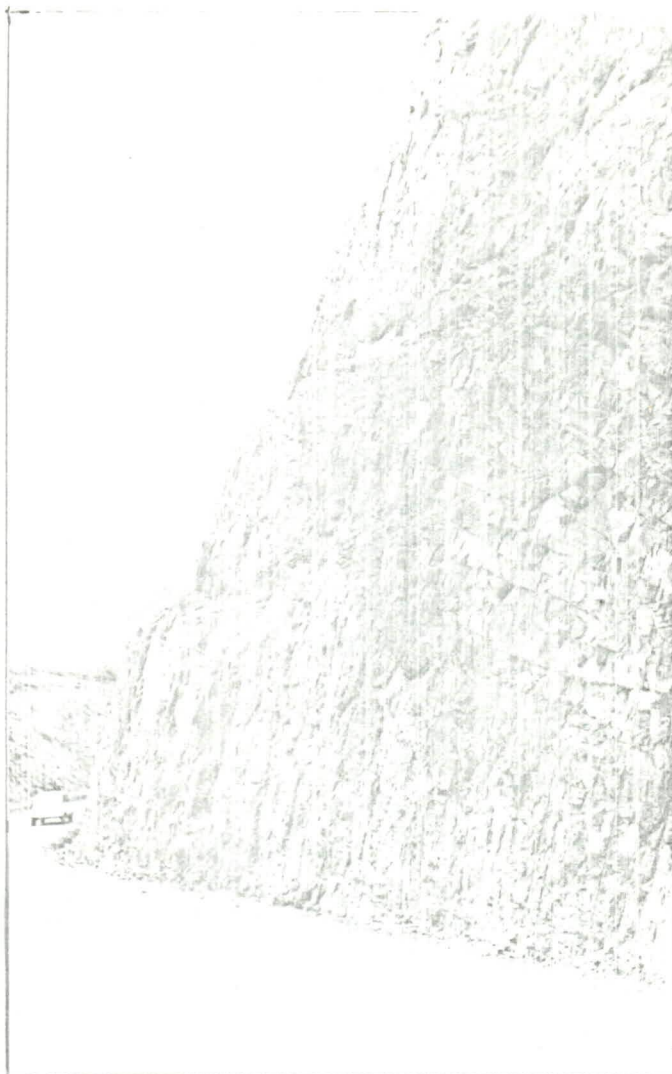
Nota: Posteriormente se efectuaron las siguientes modificaciones.

- Se mejoró el alineamiento de las perforaciones.
- Se reemplazó la arena seca que rellenaba las perforaciones por un "taco" en el tramo superior.
- Se disminuyó la carga hasta, en algunos casos, sólo 150 gr/m.l.
- Se eliminaron "tiros quedados".

3.1.2. CONSTRUCCION CAMINO PRESA PRINCIPAL-VENTANA
DE TUNELES DE ADUCCION. CENTRAL COLBUN.

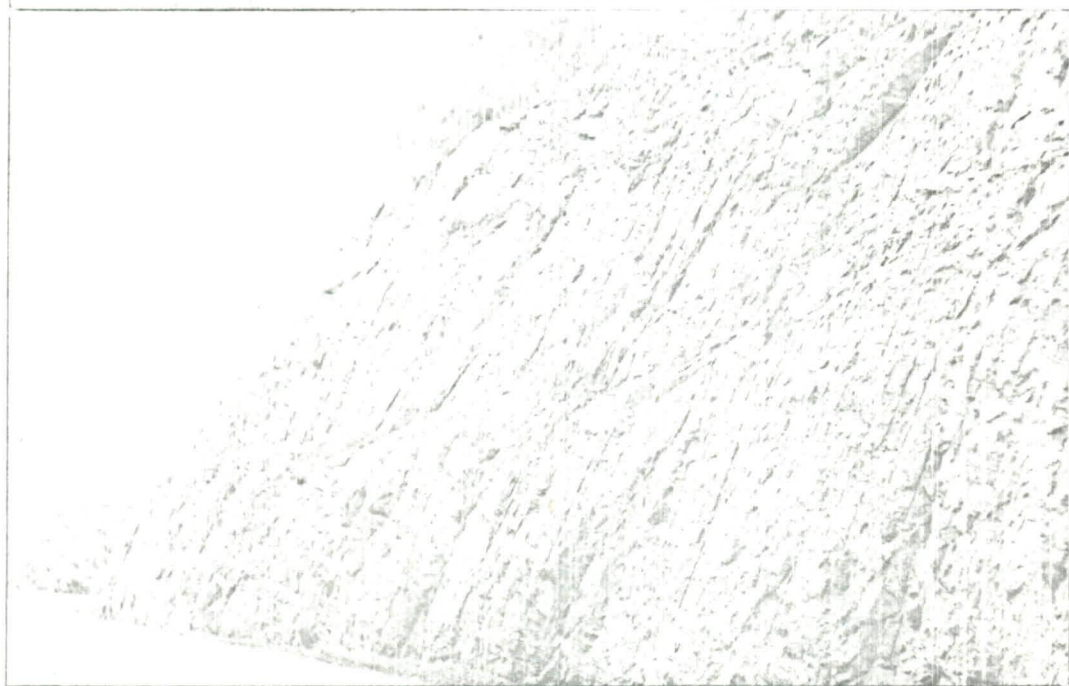
3.1.2.1

Km. 4900



3.1.2.2.

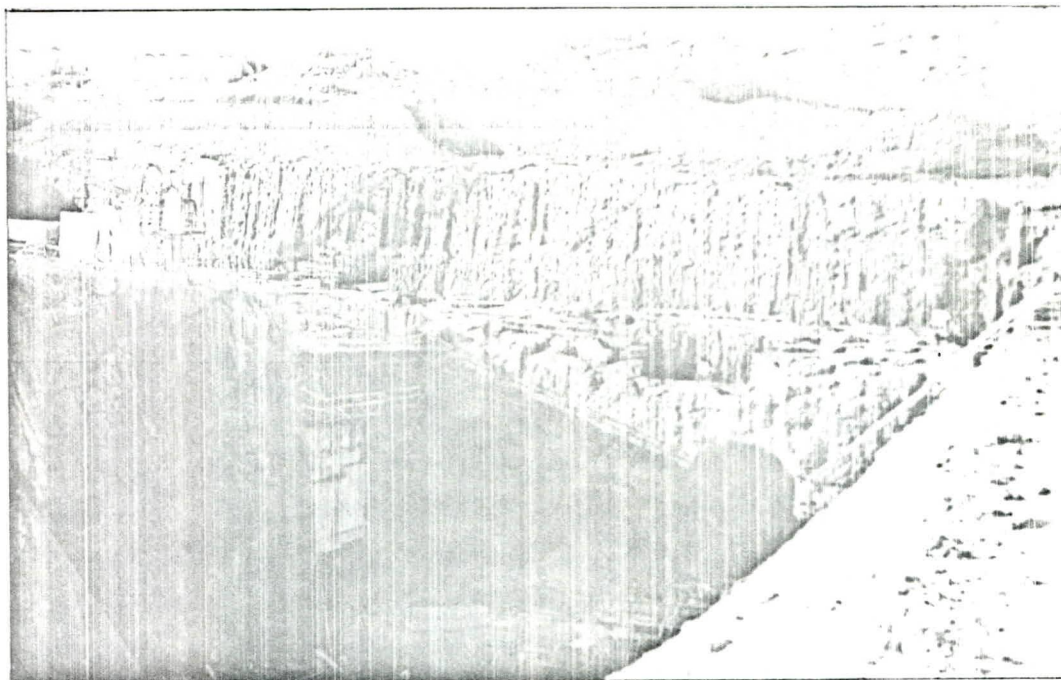
Km. 6100



Abril 1982.

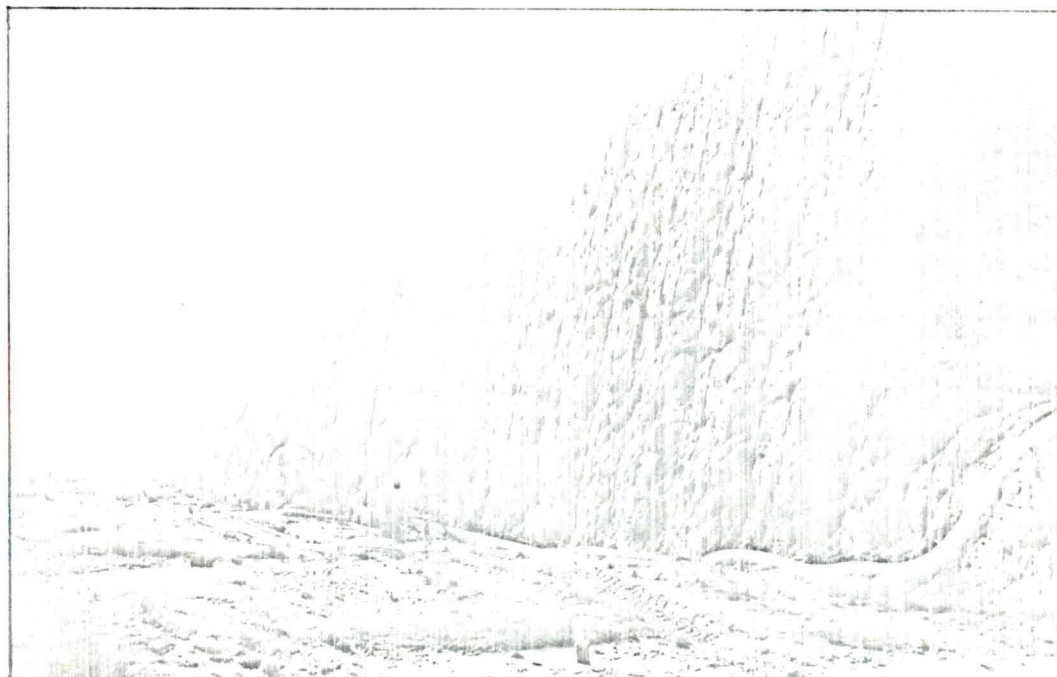
3.1.3 EXCAVACION CASA DE MAQUINAS Y CANAL DE EVACUACION CENTRAL MACHICURA

Marzo 1982



3.1.4 CAMINO CORONAMIENTO PRESA CENTRAL MACHICURA

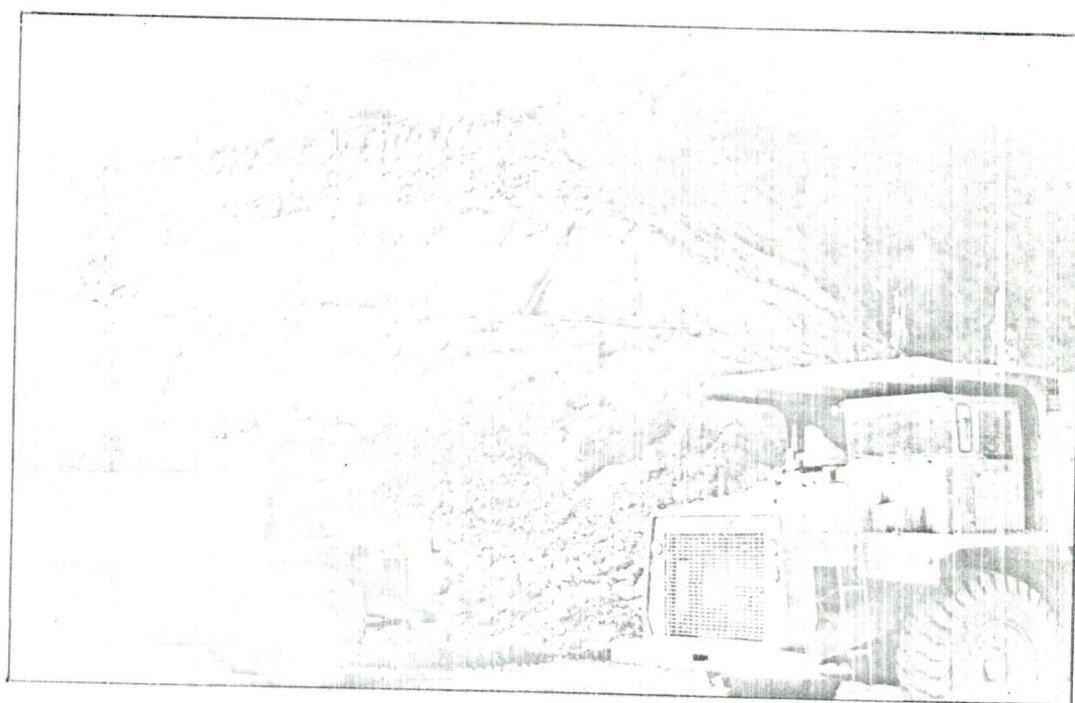
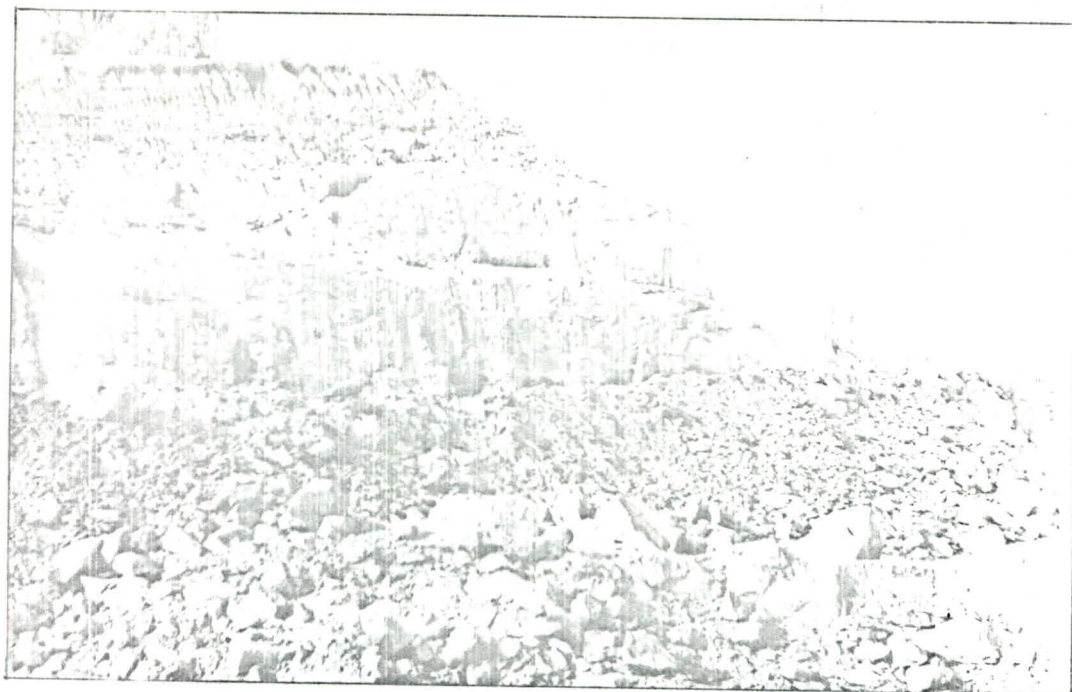
Julio 1982





Julio 1982

3.1.6 VERTEDERO PRESA CENTRAL COLBUN



Agosto 1982

3.1.7. CAMINO CENTINELA-PRESA CENTRAL COLBUN
Km. 6172-6215 cota 465-456

Este disparo, tal como lo muestra el corte A-A, - es un disparo confinado por tres lados, existiendo una cara libre que está indicada en el croquis.

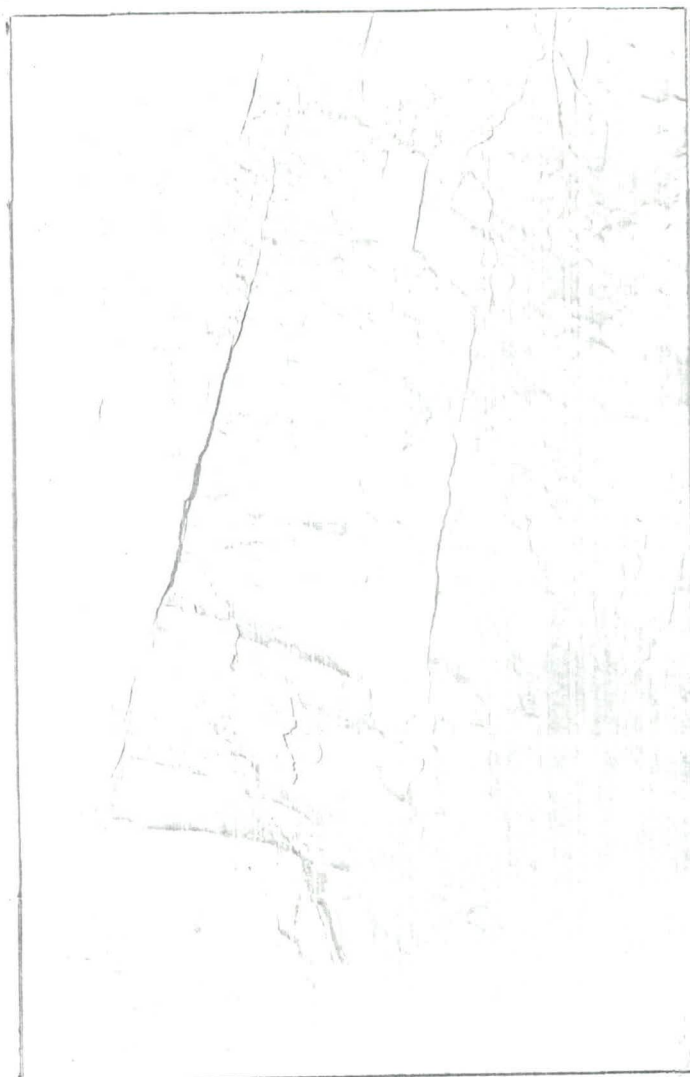
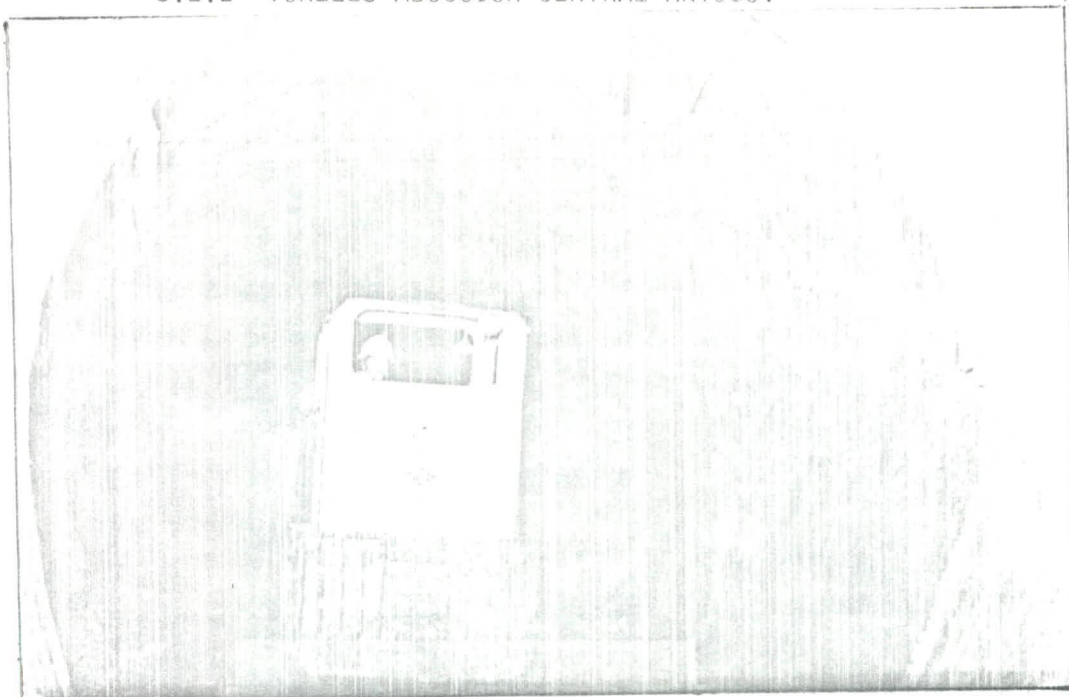
El método tradicional que se habría usado sería - el de darle salida hacia la cara libre, efectuando de todos modos el pre-corte, pero se optó por sacar, después de disparar el pre-corte, tres líneas centrales (Nº5), lo que produce una pulverización de la roca al no tener una cara libre donde salir, y luego las líneas siguientes (Nos. 7 - 9 y 10), lo que hace que el material se parta y - se levante, quedando fracturado en su sitio.

Los taludes, que podrían sufrir por el gran aumento de volumen de los gases explosivos y de la roca misma, se ven protegidos de estos efectos y de las ondas vibratorias, por el pre-corte. Efectivamente, al efectuar la extracción de material, - se constató que los taludes habían quedado muy bien cortados y sanos.

La remoción del material se efectuó con tractor, botando hacia donde existía la cara libre.

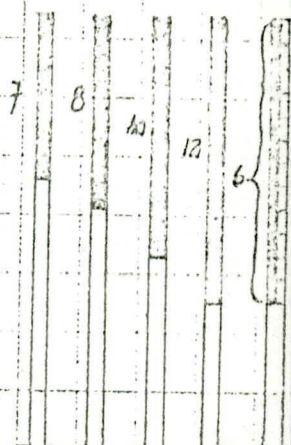
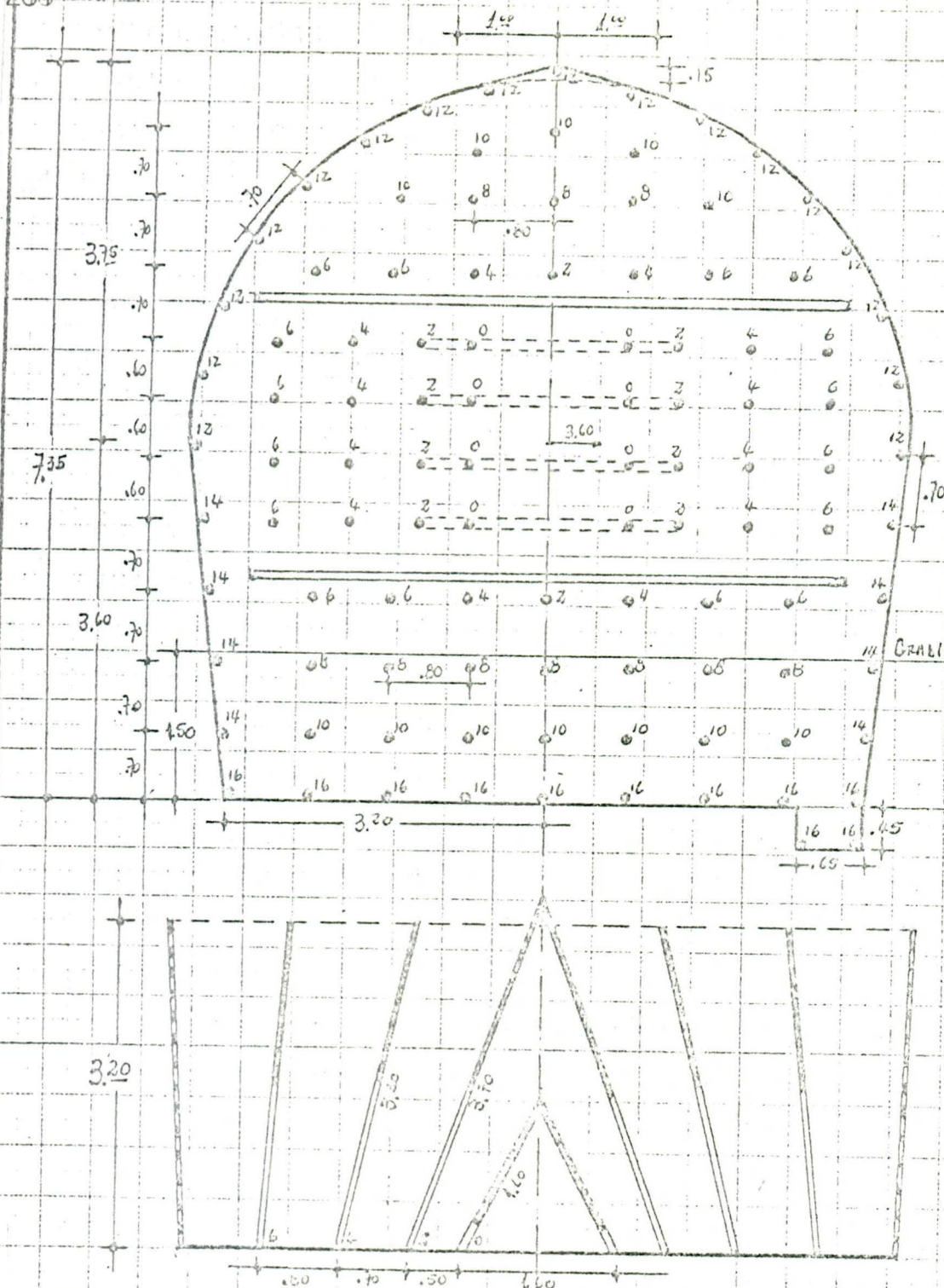
Fecha: Julio 1982.

3.2.2 TUNELES ADUCCION CENTRAL ANTUCO.

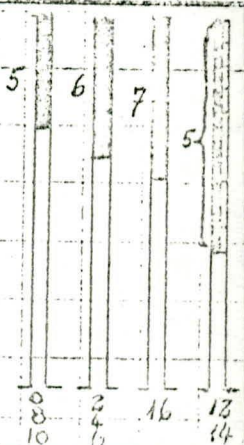


Fecha 1976

DINAKITA 1" x 8"



DINAMITA 1 1/4" x 6"



FULMINANTES

0	(HILISE.)	8	TH
2	"	10	"
4	"	12	"
6	"	16	"
8	"	10	"
10	"	12	"
12	"	17	"
14	"	8	"
16	"	14	"

Total = 404 "

- 104 PERFORACIONES
- FULMINANTE. "SCHAFER" M121 40 - UNO POR MEDIO, PARA LARGO RETARNO DE 80 MILES
- 816 CARGUROS de 1×8 a 0.88 lb./in^3
- 580 $\checkmark \quad \checkmark \quad \checkmark \quad 1/4 \times 8$ a 0.92 lb./in^3

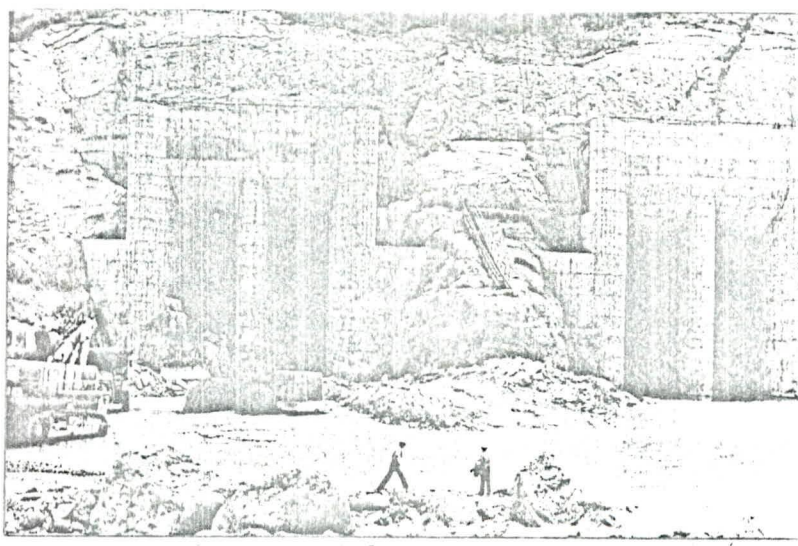
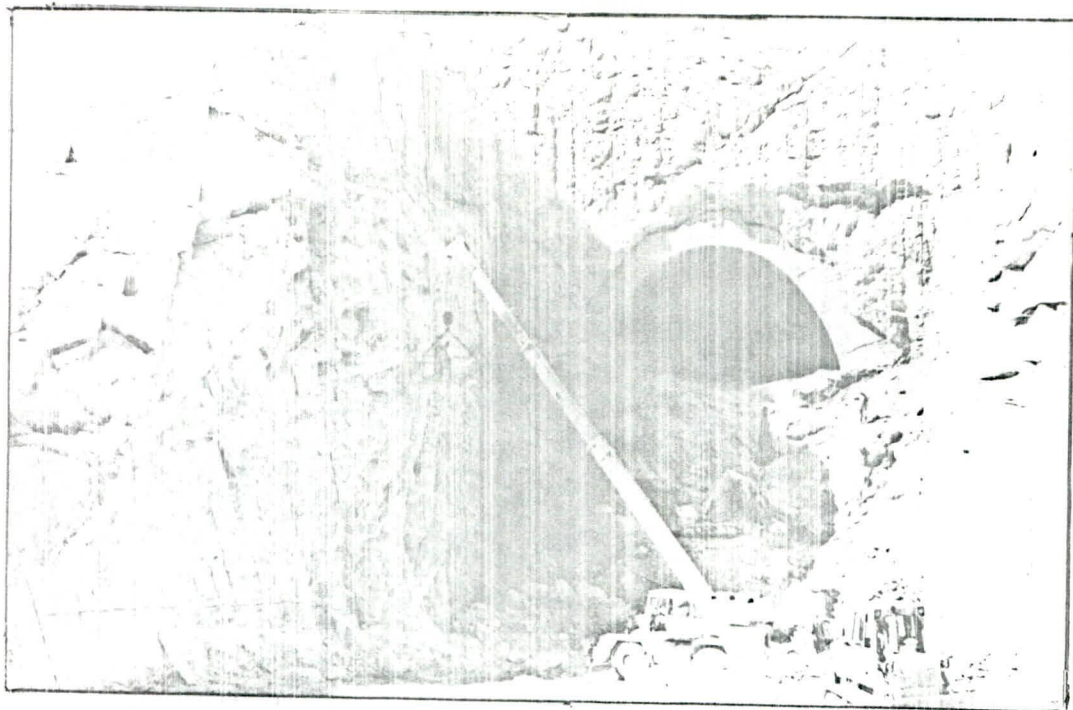
Hein

Exhibit 1:50 Fecibo 7-88-76

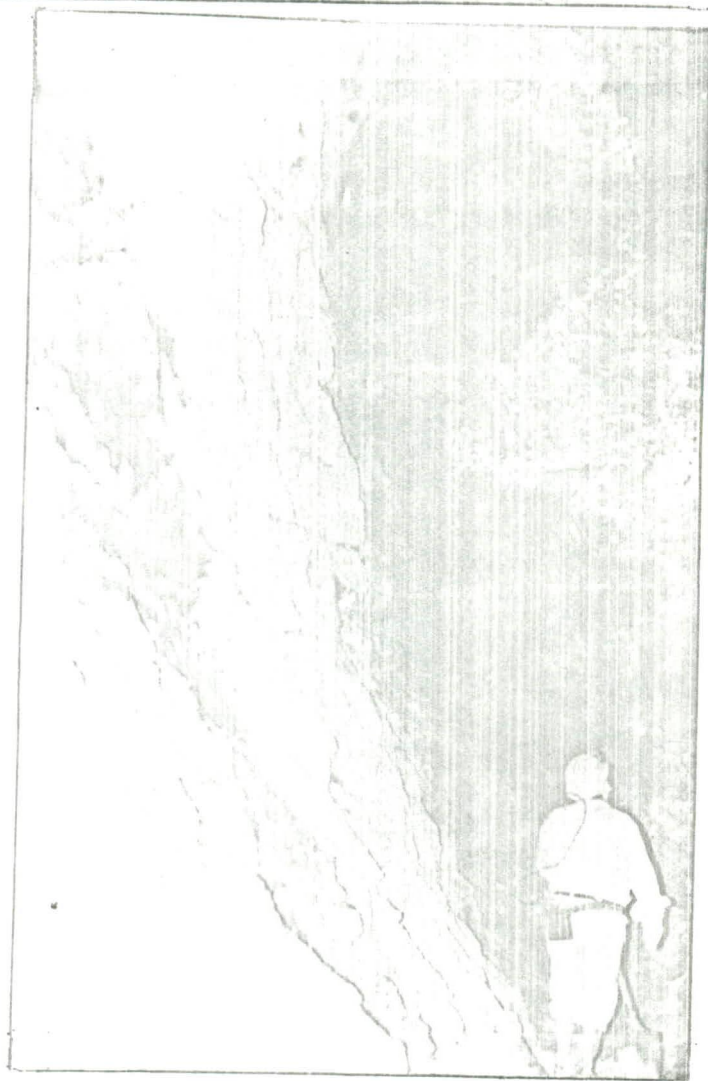
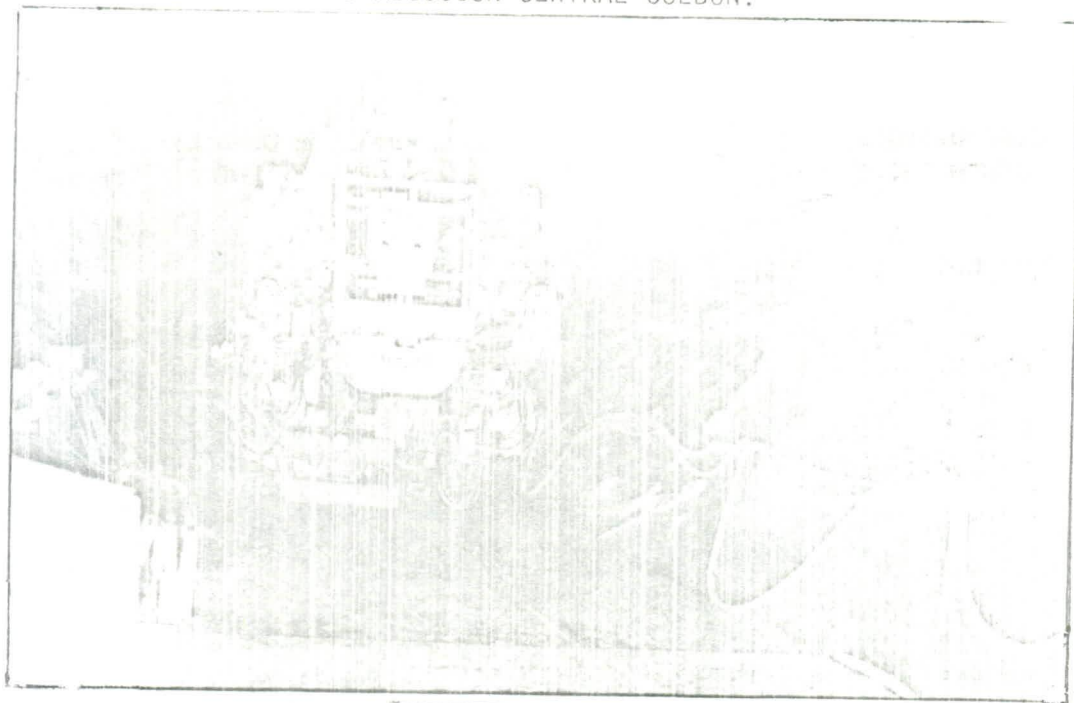
DISGRAND #15

PROGRAMA DISFARO TONEL PISCINA

3.2.3 TUNELES DESVIACION RIO MAULE CONSTRUCCION
CENTRALES COLBUN-MACHICURA.



3.2.4 TUNELES ADUCCION CENTRAL COLBUN.



AGOSTO DE 1982.-

4.- CONCLUSIONES

La limitación en el deterioro de la roca por efectos de la protección otorgada o una combinación de ellos, puede permitir dejar a la vista paramentos que los disparos normales habrían obligado a revestir.

La roca protegida de la acción de los disparos conserva en mejores condiciones sus características mecánicas.

Aún en rocas de regular o deficiente calidad, la tronadura controlada permite disminuir el sostenimiento a base de: marcos metálicos y/o de madera, mallas de alambre, hormigón proyectado o pernos de anclaje y la combinación de éstos sistemas. En muchas faenas de la ENDESA ha bastado con el uso de pernos de anclaje o de hormigón proyectado para eliminar el riesgo de caída de rocas.

5.- RECOMENDACIONES

La información proporcionada en este texto es sólo una referencia respecto a lo que ha sido posible lograr utilizando el Pre-corte y el Disparo suave, ya que las características de la roca son el factor fundamental para lograr los resultados esperados.

Estos buenos resultados solamente se obtendrán después de hacer pruebas "in situ" y, según esto, decidir el diagrama de disparo a utilizar y, aún este mismo debería variar, en la medida que se obtengan experiencias que así lo aconsejen.

En el trabajo con explosivos aún queda mucho camino por recorrer, pero se podría afirmar que la Tronadura Controlada es la mejor técnica conocida para lograr excavaciones sin dañar excesivamente los perfiles deseados, aún en rocas de mala calidad.

Proporcionaron información:

Sres: González L. Jorge
Jara F. Luis
Scrofft Ch. Héctor
D'Alencon F. Galo

MAPAS

DESARROLLO DE EXPLOTACION POR BLOQUES

O

ANALISIS DE LA INCIDENCIA DE ALTURA DE
BLOQUES A HUNDIR EN LA MINA EL TENIENTE

Autores :

Ing. Sr. Héctor Cortéz C.
Ing. Sr. Héctor Albornoz N.
Ing. Sr. Alejandro Moyano A.

CODELCO - CHILE
División El Teniente

INDICE

- 1 Introducción
- 2 Experiencia Mundial
- 3 Experiencia en El Teniente
- 4 Análisis de la influencia de la altura de la columna
 en el método de hundimiento por bloques
 - 4.1 Amortización Infraestructura
 - 4.2 Estabilidad del Nivel de Producción
 - 4.3 Dilución y Pérdida de Mineral
 - 4.4 Distribución de Leyes en Altura
 - 4.5 Fragmentación
 - 4.6 Planificación
 - 4.7 Riesgo de no Extracción
- 5 Situación "El Teniente"
 - 5.1 Alternativa 1
 - 5.2 Alternativa 2
- 6 Posibilidad de Optimización
- 7 Estudios
 - 7.1 Geológico Estructural
 - 7.2 Geomecánicos
 - 7.3 Dilución
 - 7.4 Económico



1. INTRODUCCION

El método de explotación por hundimiento de bloques aprovecha los planos de debilidad de la masa rocosa para quebrar y disgregar la roca usando los esfuerzos internos presentes. También usa la fuerza de gravedad para mover la roca quebrada hacia los puntos de extracción en la base de la masa rocosa. El hundimiento se inicia creando una abertura en la base, mediante la operación llamada polvorazo.

Los primeros informes de la utilización de este método como sistema de explotación datan de fines del siglo pasado (1895). Inicialmente se usó para recuperar zonas que no era posible extraer mediante otros métodos. Sin embargo su bajo costo permitió una rápida evolución principalmente en el diseño de la infraestructura, haciéndolo, ya hacia el año 1915, un método de explotación a gran escala.

Hoy día, y considerando la operación de extracción del mineral, existen 3 tipos de diseño :

- 1.- Extracción gravitacional
- 2.- Extracción por arrastre
- 3.- Extracción mediante equipos L.H.D.

La extracción gravitacional consiste fundamentalmente en aprovechar al máximo la fuerza de gravedad para transportar el mineral, es así como se debe desarrollar una red de piques que reciben la mena desde el punto de extracción y descargan directamente en el nivel de transporte. Este sistema, que es el menos mecanizado, es muy sensible al tamaño de fragmentación del mineral y necesita granulometría relativamente fina para que sea económicamente atractivo. Sin embargo cumpliendo las condiciones anteriores puede resultar un sistema altamente productivo y de bajo costo.

El método de extracción por arrastre se usa principalmente para depósitos más irregulares evitando desarrollar una gran cantidad de piques de traspaso. Sus ventajas residen en la menor inversión para poner un block en producción y no es tan sensible a la fragmentación como el sistema gravitacional. En muchos casos se obtienen buenas productividades a costos relativamente bajos, aunque no es competitivo con el método gravitacional con granulometría fina.

Requiere además un grado de mecanización relativamente alto y se dificulta bastante el control de la extracción, por lo que la recuperación será más baja que en los otros sistemas.

El método de extracción mediante L.H.D. (Figuras 1 y 2) consiste en transportar el mineral desde el punto de extracción a un punto de vaciado mediante un equipo rodante.

Este método es el más independiente de la granulometría y puede usarse en forma económica en depósitos que no podrían explotarse con los métodos anteriores por el tamaño de la fragmentación. Mediante este sistema se puede obtener un buen control de la extracción y una alta recuperación de las reservas, sin embargo requiere de labores de mayores dimensiones, buena ventilación y personal e instalaciones adecuadas para un alto grado de mecanización.

En general los yacimientos más favorables para la aplicación del método de hundimiento por bloques son los grandes intrusivos de cobre porfídicos, yacimientos de hierro, tanto sedimentarios como intrusivos, depósitos muy diseminados de oro y diamantes en formaciones volcánicas. Estos depósitos deberán estar ubicados a gran profundidad y deberán poder ser extraídos a costos inferiores que por un método a cielo abierto. Los depósitos deben tener grandes reservas, cubrir un área extensa y tener una altura relativamente grande. La mayoría de estos depósitos se explotan a gran escala durante un período bastante largo, de tal forma que justifiquen la gran inversión requerida para ponerlos en producción.

La explotación de un área se hace siguiendo uno de los siguientes esquemas :

- 1 Dividiendo el área en bloques cuadrados o rectangulares (Fig.3) cuya dimensión mínima se relaciona con la hundibilidad de la roca y la máxima se diseña en función de parámetros operacionales y económicos. En este tipo de diseño deberán crearse barreras o pilares entre bloques hundidos para minimizar la dilución.
- 2 Diseñando paneles que abarcan el área desde un extremo a otro. En este caso el hundimiento es un proceso continuo a lo largo del área y se dejará una barrera de contención o pilar para impedir que el estéril del panel agotado diluya el mineral de la nueva explotación; una vez hundido el panel.
- 3 Manteniendo un hundimiento continuo (Fig.4) en ambas direcciones sin dejar barreras ni pilares. Este frente de hundimiento continuo impide la formación de puntos o líneas de alta presión y por

lo tanto se tendrá menos problemas de estabilidad. Además permite una amplia flexibilidad para variar los ritmos de producción fijados.

En la zona que se está explotando, la extracción se hace a través de muchos puntos dispuestos en una malla que cubre el área hundida.

Para el diseño de estas mallas de extracción (Fig. 5) se han usado diferentes formas : cuadradas, rectangulares, triangulares. La separación de los puntos de extracción depende fundamentalmente de la granulometría del mineral obtenido de la socavación natural y de los equipos usados para la extracción.

En depósitos de gran altura la explotación se hace en diferentes niveles en que se va profundizando a medida que se agoten los niveles superiores. La separación entre dos niveles de producción sucesivos está asociada al tonelaje que se extraerá por cada punto de extracción y en consecuencia se relacionará con la vida o utilización que tendrá la infraestructura del nivel. Debido al alto costo que representa la preparación de un nivel de producción y de un bloque en particular, es porque la altura de un bloque, es una de las decisiones más importantes en la planificación de una explotación por hundimiento y es por lo cual se invierten fuertes recursos de ingeniería antes de decidir la altura óptima.

La altura de los bloques, tema que se analiza en detalle, ha variado sustancialmente desde las primeras aplicaciones del método, sin embargo en las últimas décadas ésta ha permanecido prácticamente invariable en la mayoría de las faenas mineras. Podríamos decir que el gran desafío que ha impuesto el bajo precio de los metales en el último tiempo, asociado a los nuevos antecedentes entregados por la moderna ciencia de la mecánica de rocas, nos ha hecho cuestionar los diseños tradicionales y considerar alternativas de altura de bloques, que hasta hace pocos años habría sido consideradas prohibitivas.

2.- EXPERIENCIA MUNDIAL

A continuación se presenta una tabla con la altura de bloques usada en diversas minas explotadas por hundimiento de bloques en el mundo.

<u>MINA</u>	<u>PAIS</u>	<u>ALT. MEDIA DE BLOQUES (m)</u>
Andina	Chile	120 - 150
Atlas	Filipinas	150
Austro American		
Magnesita Co.	Austria	50
Bagdad	EE.UU.	30 - 80
Bultfontein	Sudáfrica	120 - 180
Bunker - Hill	EE.UU.	60 - 90
Climax	EE.UU.	90
Creighton	Canadá	150
Crestmore	EE.UU.	60
El Salvador	Chile	49 - 213
Grace	EE.UU.	110
Grangesberg	Suecia	50
Jeffrey	Canadá	122
King	Rodesia	85
King-Beaver	Canadá	122
Malmberget	Suecia	160
Mather	EE.UU.	60
Miami	EE.UU.	90
Premier	Sud. Africa	155
San Manuel	EE.UU.	180
Santo Tomás	Filipinas	80
Thetford	Canadá	120
Urad	EE.UU.	90

De la tabla anterior podemos concluir que las alturas varían entre 30 m y 213 m. y que la media se encuentra alrededor de 105 m, sin embargo es común encontrar minas con altura de bloques de hasta 180 m.

Como caso especial cabe destacar la mina Santo Tomás de la Philex Mining Corporation donde se puso en operación un bloque de 490 m. de altura. Aunque hubo algunos problemas en la hundibilidad, estos derivan -- principalmente del tipo de roca involucrado. Como resultado de esta experiencia se obtuvo

- El costo de desarrollo por tonelada de mineral se redujo en un 59%
- El costo de concreto y fortificaciones en las galerías de producción y accesos por tonelada de mineral, disminuyó un 93%
- Se obtuvo una fragmentación aceptable y no hubo problemas graves de dilución.

Aunque la variación de las alturas usadas es muy grande, se ha podido establecer una tendencia a aumentar la altura de las columnas mineralizadas en los últimos años, como es el caso visto anteriormente. De es-

esta misma manera se está estudiando en varias minas la posibilidad de aumentar la altura de los bloques.

3. EXPERIENCIA EN "EL TENIENTE"

De una muestra tomada en "El Teniente" de 76 bloques agotados, se ha podido establecer que las columnas - explotadas varía entre 40 y 320 m. Esta gran diferencia se debe principalmente a que las cifras extremas corresponden a bloques que no han tenido explotación previa sobre ellos.

En aquellos bloques en que se ha tenido un nivel de producción anterior sobre ellos (58% de la muestra) la altura de la columna mineralizada ha variado entre - 70 y 260 m.

En el último tiempo la altura standard para la explotación de bloques ha sido 120 m. para el nivel de producción "Teniente 1" y 180 m. para el nivel de producción "Teniente 4".

A continuación se presenta una tabla en que se indica si el bloque ha sido o no explotado en el techo, el nivel de producción, la cantidad de bloques muestreados y el rango de altura.

Explot.en el Techo	Nivel	Bloques Muestreados.	Rango Altura.
No	Sub B	15	40-260 m
No	Ten.4	10	100-320 m
N No	Ten 1	7	60-150 m
Si	Sub B	23	70-190 m
Si	Ten 4	9	140-240 m
Si	Ten 1	12	100-260 m

4. ANALISIS DE LA INFLUENCIA DE LA ALTURA DE LA COLUMNA EN EL METODO POR HUNDIMIENTO.

Como se mencionó anteriormente, el método de explotación por hundimiento de bloques, está basado en la fuerza de gravedad y en las características de socavación natural de la roca, además se indicó que era deseable una gran altura y un área de explotación suficientemente extensa.

La altura de la columna mineralizada es crítica. Una gran altura es deseable por no decir necesaria : primero para justificar los altos costos de desarrollo primario y secundario y en segundo lugar para asegurar una buena socavación. Idealmente convendría ex--

traer todo el yacimiento desde un solo nivel, sin embargo hay factores que aconsejan limitar en altura la influencia de un nivel de producción.

Los principales factores que tienen directa relación con la altura de los bloques son los siguientes :

- 1.- Amortización de la infraestructura
- 2.- Estabilidad del nivel de producción
- 3.- Dilución y pérdida de mineral
- 4.- Distribución de leyes en altura
- 5.- Fragmentación
- 6.- Planificación
- 7.- Riesgo de no extracción

4.1 Amortización de la Infraestructura

Uno de los costos más importantes en el método de hundimiento por bloques, dice relación con la infraestructura general de un nivel y con la preparación de un bloque en particular. Los costos de desarrollo del nivel de producción, nivel de hundimiento, nivel de transporte y toda la infraestructura de traspaso del mineral, deberá amortizarse en el tonelaje de la mena, a la cual sirve. Obviamente en la medida que se tiene una mayor altura de columna mineralizada, los costos de desarrollo por tonelada de mineral, serán menores. Sin embargo deberá considerarse que parte de las instalaciones deberá diseñarse para servir a un tonelaje mayor y por lo tanto deberán ser más fuertes, más resistentes, más durables y por lo tanto de más alto costo. Sin embargo el costo por tonelada que el desarrollo y fortificación del bloque significará, definirá una función decreciente con la altura, por aumento del tonelaje de mineral.

$$X = \frac{\text{Costo total de desarrollo y fortificación del bloque}}{\text{Tonelaje contenido en el bloque}} =$$

$$= \frac{C T D}{A p x h}$$

en que CTD = Costo total desarrollo del bloque (US\$)

A = Area basal del bloque, m²

p = Peso específico del mineral, ton/m³

h = Altura del bloque, m

X = Costo de desarrollo y fortificación por ton.mineral, US\$/ton.

Si se hace $CTD/Axp = K$ se tendrá

$X \times h = K$ que corresponde a una hipérbola equi-
látera.

4.2 Estabilidad del Nivel de Producción

Las galerías ubicadas en el nivel de producción del método de hundimiento por bloque, sufren durante su vida útil, el peso y los esfuerzos que se transmiten a ellas desde la masa rocosa.

El peso que el mineral quebrado ejerce sobre el pilar de producción será mayor en la medida que la columna de mineral sea de mayor altura. En este mismo contexto otro elemento negativo para la estabilidad de las galerías de producción es el mayor tiempo a que deben estar sometidas a esfuerzos, producto del movimiento del mineral en altura.

En resumen, la estabilidad del nivel de producción es un parámetro que tiene una gran importancia cuando se define la altura del block ya que deben ser cuantificados todos los elementos que de una u otra manera afectan su estabilidad.

4.3 Dilución y Pérdida de Mineral

Una de las desventajas del método de explotación por hundimiento de bloques es la dilución asociada a él. Esta dilución se debe al contacto del mineral quebrado con la sobrecarga de estéril sobre él, o bien con mineral de baja ley producto de una explotación anterior que puede encontrarse tanto en el techo del bloque como en sus costados.

Si bien es cierto que al tener una columna de mayor altura la superficie por ton. de mineral expuesta a la contaminación es menor, es más difícil llevar un control estricto de la extracción. Por otro lado la dilución también depende fuertemente de la granulometría de la mena y de los contaminantes y de otros factores secundarios. Este conjunto de factores involucrados hacen muy difícil predecir las tasas de dilución y pérdidas de mineral al aumentar la altura de los bloques.

Matemáticamente la dilución se define como :

$$D = 100 \times \frac{E}{M + E} \%, \text{ en que}$$

E = Cantidad de material infiltrado o diluyente

M = Cantidad de mineral in situ

En general la dilución en mina explotada por Block Caving va desde el 12% al 25%

Costo asociado a la dilución. La baja de la ley promedio del mineral provocado por el material infiltrante, originará un menor ingreso por tonelada de material tirado. Este menor ingreso puede interpretarse como un "costo" por dilución, cuyo valor se deducirá para el caso de una mina de "cobre". Sean :

M : tonelaje bloque in situ, ton

E : tonelaje material diluyente, ton

1M : ley del mineral in situ, % Cu.

1E : ley material diluyente, % Cu

D : dilución, tanto por uno

1 : ley material diluido, % Cu

p : precio de venta libra cobre fino, US\$/lb.

R : Recuperación global del proceso, tanto por uno.

Cop : costo de operación total, US\$/ton mineral.

Se tendrá que :

$$D = \frac{E}{M+E}$$

$$^1 = \frac{M \times ^1M + E \times ^1E}{M + E}$$

El ingreso monetario por tonelada de material será :

$$I_1 = 22.05 \times p \times ^1M \times R - \text{COP, si hubiera dilución.}$$

$$I_2 = 22.05 \times p \times ^1 \times R - \text{COP, con dilución}$$

Si se cumple que $^1E < ^1M$, se tendrá que $^1 < ^1M$

y por lo tanto $I_2 = I_1$. Luego el costo C , asociado a la dilución, será :

$$C = I_1 - I_2 = 22.05 \times p \times (1_M - 1) \times R, \text{US\$/ton}$$

Por otra parte,

$$1_M - 1 = \frac{(M+E) 1_M - M \times 1_M - E \times 1_E}{M+E} = \frac{E}{M+E} (1_M - 1_E)$$

$$1_M - 1 = D (1_M - 1_E)$$

Luego

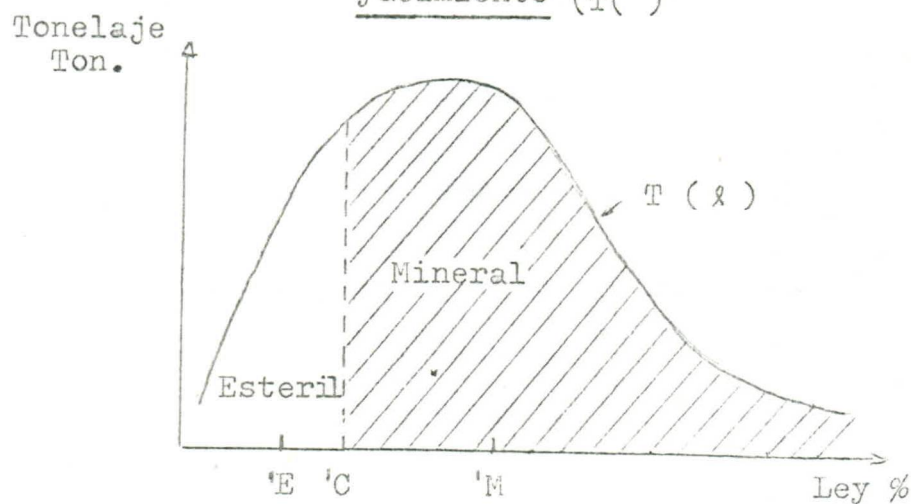
$$C = 22.05 \times p \times R \times D \times (1_M - 1_E), \text{US\$/ton.}$$

Relacion entre leyes de mineral y de estéril

En la expresión del costo asociado a la dilución las variables D , M y 1_E dependen directamente de la variable p , a través de la ley de corte. En efecto, el valor del precio de venta de la libra de cobre será fundamental en definir la ley de corte del yacimiento.

Las leyes 1_M y 1_E estarán relacionadas entre sí a través de la distribución de leyes del yacimiento y de la ley de corte determinada. Esta ley de corte separará el material en mineral - estéril y podrán luego definirse sus leyes medias respectivas 1_M y 1_E

Curva de distribución de leyes del yacimiento (T())



I_C : ley de corte

$$I_M : \text{ley media del Mineral} = \frac{\int_{I_C}^{\infty} T(1) d1}{\int_{I_C}^{\infty} T(1) d1}$$

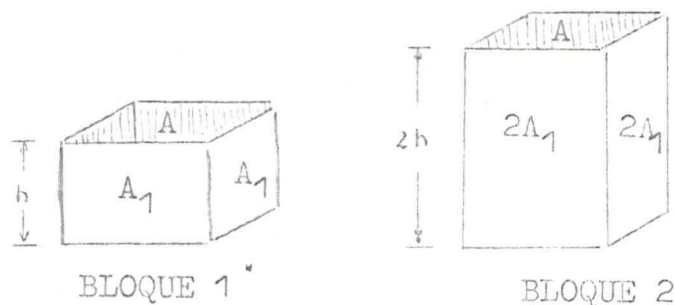
$$I_M : \text{ley media del estéril} = \frac{\int_{I_C}^{\infty} 1T(1) d1}{\int_{I_C}^{\infty} T(1) d1}$$

Comportamiento de la dilución con la altura del bloque. Para la determinación de la altura óptima de un bloque, resulta muy importante determinar la relación que existirá entre la dilución y la altura del bloque.

En general, se piensa que la dilución debiera crecer al aumentar la altura del bloque, dándose dos razones fundamentales; aumento de la superficie de mineral expuesta a infiltración; y dificultades crecientes para llevar un tiraje parejo en el bloque, por no disponibilidad de los puntos de tiraje al aumentar los daños y las reparaciones en el nivel de producción.

La consideración pura de la primera razón lleva a concluir que la dilución debiera bajar con la altura, ya que el área expuesta crece con el cuadrado de la distancia, y el mineral con el cubo de ella.

Para aclarar más lo anterior, se mostrará un ejemplo numérico. Sean dos bloques de igual área basal A y altura h y $2h$ respectivamente. Los tonelajes respectivos serán T y $2T$





El área expuesta a dilución será :

$$\text{Bloque 1 : } 4A_1 + A$$

$$\text{Bloque 2 : } 8A_1 + A$$

El material que se infiltrará será proporcional a las áreas expuestas. Sea K la constante de proporcionalidad. Las diluciones esperadas para los bloques serán :

$$\text{Bloque 1 : } D_1 = \frac{K(4A_1 + A)}{T + K(4A_1 + A)}$$

$$\text{Bloque 2 : } D_2 = \frac{K(8A_1 + A)}{2T + K(8A_1 + A)}$$

Considerando los siguientes valores numéricos :

$$A = 3600 \text{ m}^2 (60 \times 60)$$

$$h = 100 \text{ m}$$

$$T = 972000 \text{ ton (densidad in situ = 2.7)}$$

$$A_1 = 6000 \text{ m}^2 (60 \times 100)$$

Para diversos valores de la constante k se tendrá :

	K = 0.5	K = 5.0	K = 10.0
Dilución Bloque 1 %	1.40	12.43	22.11
Dilución Bloque 2 %	1.31	11.72	20.98

En todos los casos se nota una leve disminución al pasar del bloque de 100 a 200 m. de altura.

4.4 Distribución de Leyes en Altura

La distribución de la ley dentro de las columnas mineralizadas de los bloques es de gran importancia para definir la separación entre los niveles de producción. La ubicación de las zonas de más alta ley y las tasas de interés asociadas a la evaluación económica serán fundamentales al tomar una decisión. Es así, que si las zonas más ricas se encuentran en la parte alta del yacimiento, será necesario llegar luego a ellas estableciendo el nivel de producción bajo una columna relativamente baja. Sin embargo si el yacimiento mejora su ley en profundi-

dad, será conveniente diseñar bloques de una altura mayor.

Dependiendo del precio del o los metales a extraer y de las diferencias de leyes dentro de la columna mineralizada, será la importancia de estos factores en la desición final del diseñador.

4.5 Fragmentación

La fragmentación del mineral en este método se debe principalmente a características de la roca, una de las de más importancia es la frecuencia de fracturas. Sin embargo este mineral fragmentado en forma primaria por la socavación natural, sufre un proceso de reducción adicional durante el trayecto que recorre desde su posición inicial hasta el punto de extracción. Obviamente el mineral tendrá una mayor oportunidad de fragmentación en la medida que su recorrido sea mayor, o sea con una columna mineralizada más alta. Esta mayor fragmentación reduce además en menores costos de reducción - secundaria y en una mayor productividad.

4.6 Planificación

Al poner en producción bloques de gran altura se produce un gran aumento en la reserva de mineral quebrado, sin embargo la productividad del área, aunque aumenta dentro de ciertos rangos con la altura de la columna dependerá fundamentalmente de otros factores y el área necesaria para entregar la producción pedida será independiente de la altura. Lo anterior no permitirá una reducción considerable del área hundida y hará necesario trabajar con rangos de mineral quebrado más amplios en la planificación de la extracción.

4.7 Riesgo de no Extracción

En explotación por block caving existe la posibilidad de perder parte del mineral contenido en un bloque. Esta posibilidad está relacionada con dos razones, una técnica y otra económica.

La razón técnica tiene que ver con el hecho de que al aumentar la altura del bloque, por deterioro de la fortificación en el nivel de producción, algunos puntos de tiraje quedan paralizados por tiempo considerable, lo cual puede producir concentraciones de presiones en algu-

nas zonas, desembocando en la pérdida completa de las labores de desarrollo, con lo que prácticamente no podría extraerse el tonelaje remanente en el bloque.

La razón económica radica en el hecho de que, según sea el comportamiento de la dilución con la altura y dentro del mismo bloque, con cierto porcentaje de extracción, la ley del mineral remanente adopte valores bajo la llamada ley de cierre de puntos de extracción, con lo cual debiera finalizarse el tiraje, no recuperándose parte del mineral contenido en el bloque.

Las razones anteriores crean lo que se llamará riesgo de no extracción, el que será mayor al aumentar la altura del bloque, al prolongarse su vida productiva.

Costo asociado al riesgo

La cuantificación del costo asociado al riesgo de no extracción es un problema difícil. Sólo se instuye que debería ser creciente con la altura, a partir desde una altura segura (que podría corresponder a la de los bloques más altos explotados sin problema en la mina), y que debería estar afectado por un valor de comportamiento asimilable a aleatorio, pues no se sabe si la "no extracción" ocurrirá o no.

El costo por tonelada asociado será :

$$C = (22.05 \times l \times p \times R - C \emptyset) \times P(h). \text{US\$/ton}$$

en que :

l = ley del material, % Cu

p = precio de venta libra de cobre fino, US\$.lb.

R = recuperación global del proceso

COP = costo de operación total, US\$/ton

$p(h)$ = función de probabilidad de ocurrencia del suceso "no extracción" con la altura h del bloque.

$$\text{Como } l = \frac{M \times \gamma_M + \text{Exl}_E}{M + E} = (1-D) \gamma_M + D \gamma_E$$

El costo del riesgo tendrá por expresión

$$C = \frac{\{22.05 \times p \times R \times [(1 - D) 1_M + D 1_E] - COP\} \times p(h)}{1}$$

La limitación existente para la aplicación de la expresión anterior es la determinación de la función $p(h)$. Una ayuda valiosa en este sentido será la consulta a gente con experiencia, según se plantea en algunos documentos sobre análisis de riesgos.

Como punto de partida, se propone a continuación una expresión tentativa para $p(h)$

Se supondrá que $p(h)$ constará de un factor creciente con la altura en intervalos de ella, y de un factor aleatorio, que tomará en cuenta el hecho de que el suceso "no extracción" puede y no puede ocurrir.

Las expresiones correspondientes serían :

- $p(h) = 0$ para $h < h_0$, altura "segura"
- $p(h) = ix \text{ FACT} \times u_i$, para $h_0 + (i-1) \Delta h \leq h < h_0 + ix \Delta h$

en que $i = 1, 2, \dots$ número de intervalo de altura sobre la altura segura h_0

h : intervalo de incremento de altura m .

FACT : factor constante de incremento del riesgo con la altura, según rangos Δh

u_i : variable aleatoria uniforme 0,1

Según sean los valores en cada caso, es posible que los costos de los factores desarrollo, mantención, extracción, dilución sean tan determinantes de la altura óptima del bloque, que la búsqueda de una expresión más realista para el costo del riesgo, no sea importante.

5. SITUACION DE "EL TENIENTE"

Para la explotación de sus reservas la mina El Teniente ha dividido su yacimiento en dos partes Sector Norte y Sector Sur (fig.6)

El sector Norte, donde se ha concentrado la explotación desde varias décadas ha presentado una roca muy favorable para el método de hundimiento por bloques y los últimos niveles explotados son :

Teniente 1	:	cota	: 2630,43 m
Teniente Sub B	:	cota	: 2526,83 m
Teniente 4	:	cota	: 2343,09 m

El sector Sur ha presentado algunos problemas en su fragmentación y traspaso, debido principalmente a - un tipo de roca más plástica y a la presencia de arcilla en los sectores altos del yacimiento. El único nivel explotado corresponde a Teniente 1 en la cota 2630,43 m.

En estos momentos la mina extrae toda su producción del nivel Teniente 1 sector sur y nivel Teniente 4 sector norte, Debido al pronto agotamiento del Teniente 1, y para cumplir con la producción exigida debe prepararse un nuevo nivel en el sector sur para reemplazar al anterior.

Las alternativas planteadas son :

- 1 Preparar un nivel intermedio (aprox.cota : 2482,63 m) lo que significaría explotar bloques de una altura aproximada de 168 m.
- 2 Explotar directamente desde el nivel Teniente 4 lo que implicaría hundir bloques de 276 m. en aquellos sectores en que se ha explotado en el nivel superior (Ten.1) y una altura mayor en los sectores fuera de los límites de Teniente 1.

5.1 Alternativa 1

Esta alternativa que significa explotar bloques de una altura relativamente reducida (en promedio 168)obviamente tendrá un costo de preparación por tonelada extraída mucho mayor, debido a que deberá prepararse un nivel de producción y un nivel de transporte adicional además de los accesos e infraestructura para poner el área en operación.

Sin embargo en la decisión se deberá considerar otros factores :

1.- Tipos de roca

La alternativa 1 presenta para su explotación una mayor proporción de roca secundaria

ria, que es mucho más favorable para el método, que la roca primaria. Esto significa que se lograrán mayores productividades y se necesitaría una menor área en producción para alcanzar las metas fijadas.

2.- Estabilidad

Obviamente los esfuerzos sobre la infraestructura será menor debido a que ésta debe soportar una columna de mineral de menores dimensiones y durante un tiempo menor.

3.- Distribución de Leyes

Aunque la distribución de leyes en el yacimiento es relativamente pareja, existe una tendencia a disminuir a medida que se profundiza. Esto implica que explotando un nivel intermedio se podrá extraer las zonas más ricas en un período más corto, lo que económicamente representa una ventaja.

4.- Experiencia

"El Teniente" ha explotado sus reservas desde hace varias décadas con el método de hundimiento de bloques y con alturas que en promedio oscilan entre 120 y 180 m. Durante este tiempo ha acumulado una experiencia bastante rica para las alturas antes indicadas. Lo anterior hace ver la alternativa 1 como más segura, hasta no agotar las investigaciones y estudios de la explotación de bloques de gran altura.

5.2 Alternativa 2

Esta alternativa que representa la explotación de bloques de una altura de 276 m en promedio, tiene gran importancia porque permitiría una considerable rebaja en los costos de preparación y además tiene influencia en algunos factores operacionales como son :

1.- Secuencia de hundimiento

La explotación del nivel intermedio (Alt.1) por estar en una cota superior que el nivel Ten.4, restringe el desplazamiento del frente de hundimiento hacia el centro del yacimiento por el área de influencia que -

tiene la explotación del nivel inferior. Este problema se ve subsanado con la alternativa 2 en que toda la explotación se concentrará en un nivel.

2.- Mantenimiento y abastecimiento

Al tener las operaciones más concentradas esto permitirá aprovechar en mejor forma y con menos pérdidas de tiempo la infraestructura de mantenimiento de equipos, lográndose además una mejor utilización de ellos. Además el abastecimiento de materiales se logrará en forma más expedita y económica.

3.- Expansión

Al eliminar las restricciones de la influencia de los niveles inferiores sobre los desarrollos superiores y al abrir el nivel Teniente 4 Sur por su gran extensión deja a la mina en posición muy expectable ante una posible expansión de su producción.

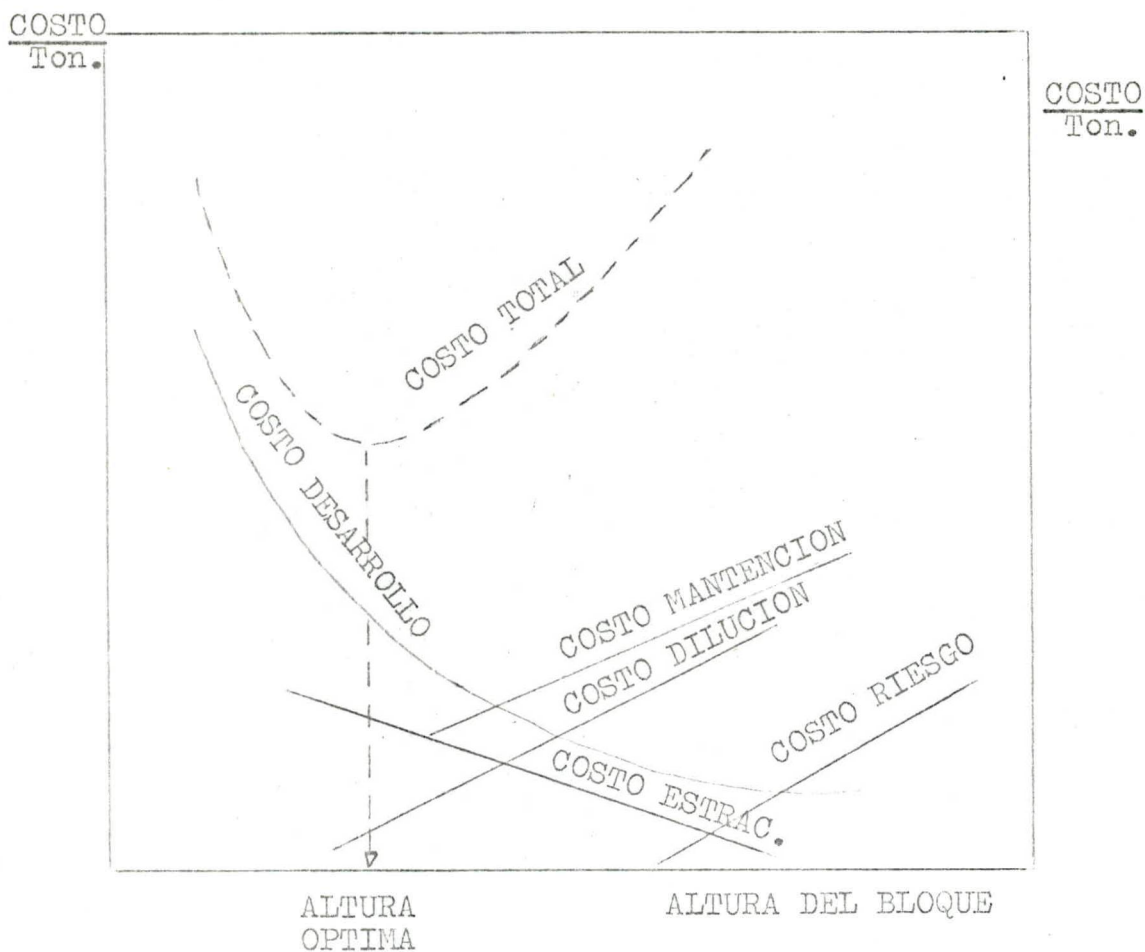
<u>COMPARACION DE DESARROLLOS</u>			
		<u>Bloques 168 m</u>	<u>Bloques 276 m.</u>
Desarrollos	m	91.836	110.515
	m ³	2.160.416	2.684.425
Mineral T.M.S.		157.129.000	295.577.000
m ³ exc/1000 tons.		13,75	9,08

Lo anterior significa un ahorro de unas 34% en los costos de desarrollo por tonelada producida.

En resumen ambas alternativas tienen sus ventajas y desventajas, sin embargo las primeras desventajas de la alternativa de bloques de gran altura provienen de la falta de antecedentes de algunos de los factores involucrados. En la medida que se tenga mayor información se minimizará el riesgo asociado a las alternativas y se tendrá una evaluación más precisa, lo que permitirá una decisión acertada.

5. POSIBILIDAD DE OPTIMIZACION

Al examinar el costo de los factores que determinan la altura del bloque se ha visto que hay costos que crecen con la altura (mantención de labores, dilución, riesgo de no extracción) y costos que decrecen con ella (desarrollo, extracción), de donde surge la posibilidad de optimización de la altura del bloque, buscando el valor mínimo del costo total por tonelada - de mineral.



7.

Estudios

Como se mencionó, en estos momentos se está haciendo una serie de estudios e investigaciones que permitan tener mayores antecedentes para una correcta evaluación y elección de las alternativas analizadas.

7.1 Geología Estructural

Mediante sondajes y muestreos se ha mejorado y actualizado la información de reservas y estructuras geológicas del sector. Además, se está trabajando en la optimización del método de evaluación del yacimiento mediante el empleo de técnicas geoestadísticas. Este antecedente es de gran importancia para la evaluación económica de las alternativas.

7.2 Geomecánicos

En este punto se ha comenzado a estudiar la hundibilidad de mineral en altura, evolución y programación del hundimiento, dimensión óptima del área de hundimiento para una programación satisfactoria, dimensionamiento y ubicación de estructuras de debilitamiento de contorno, orientación de áreas y estudio de un modelo general de análisis de flujo mediante elementos finitos.

Además deberá estudiarse en detalle la orientación de labores, frente a hundimiento óptimo, secuencia de explotación, metodología de fortificación.

7.3 Dilución

Se ha dado comienzo a un amplio estudio para evaluar la incidencia de la dilución en la explotación de bloques de gran altura. En una primera parte se ha hecho un completo análisis de un total aproximado de 100 bloques de mineral explotados, para determinar básicamente la correlación existente entre la altura de mineral extraído y una serie de variables operacionales, tales como la recuperación de fino, caída de ley, sobreextracción y otros. Estos resultados deberán extrapolarse y relacionarse con estudios de flujo gravitacional para tener antecedentes que nos permitan cuantificar el efecto de la dilución.

7.4 Económico

Una vez obtenidos los antecedentes técnicos necesarios, deberá definirse los anteproyectos de explotación en base a los programas de producción exigidos al área. Considerando lo anterior se hará una evaluación económica y una evaluación de los riesgos asociados, las que permitirán tomar una decisión en definitiva.

~~~~~



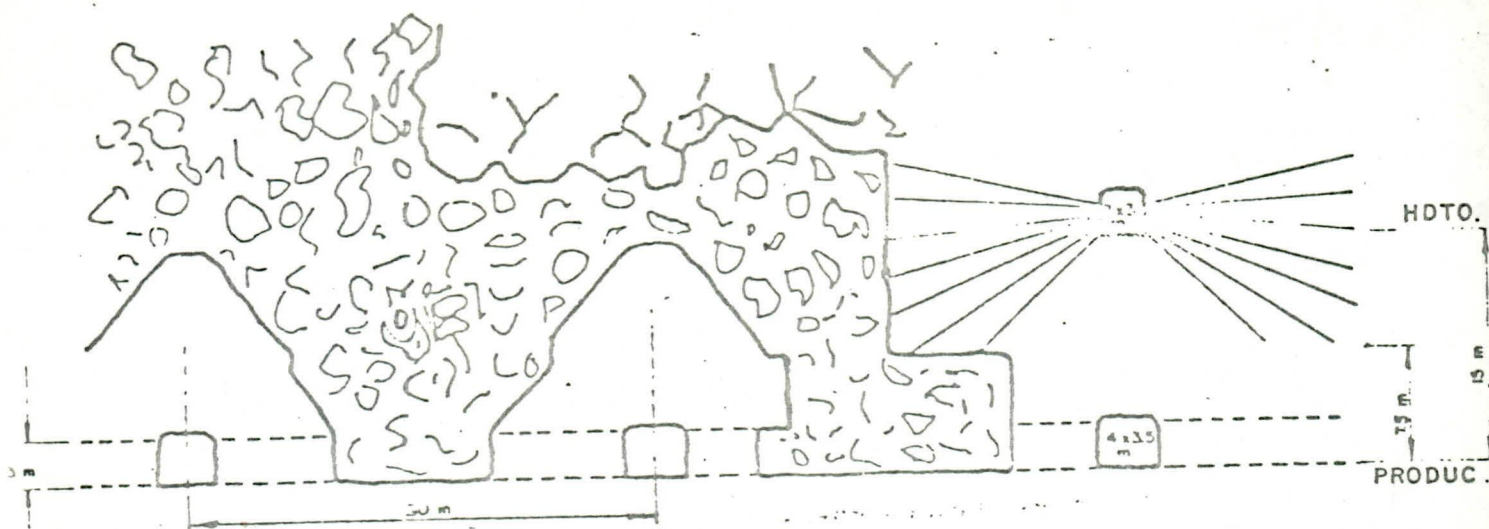
REFERENCIAS

- C.L. Pillar : A compavison of Blocl Caving Methods
- Milton H. Ward : Technical and Economical Considera -  
tions of the Block Caving Mine.
- R. Espinoza : Hacia la determinación de la altura  
óptima de bloques en minas explota-  
das por Block Caving.
- P. Legast : Dissertation on Block Caving.





ALTERNATIVA LHD TENIENTE



CORTE A - A  
ESC. 1:500

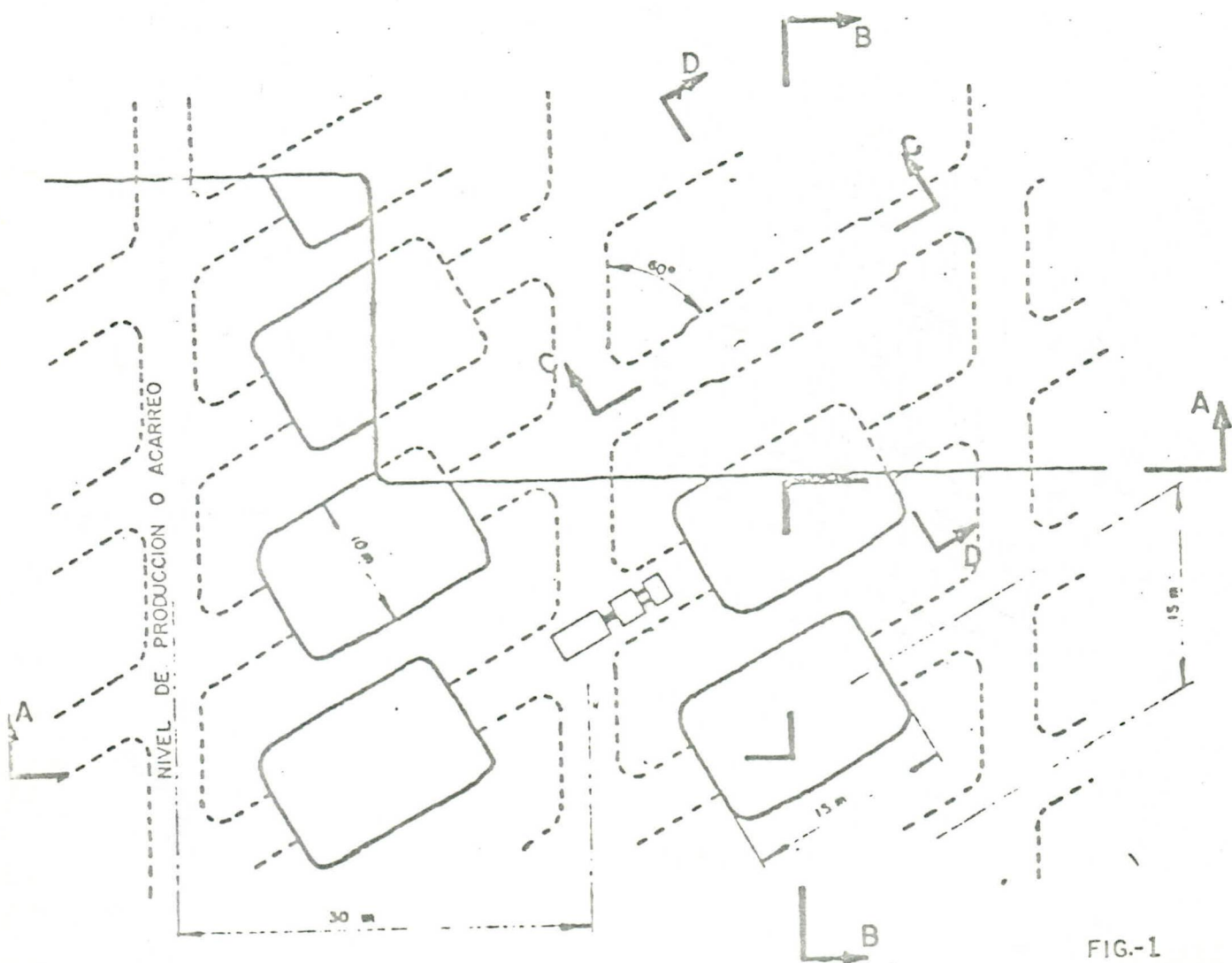


FIG-1

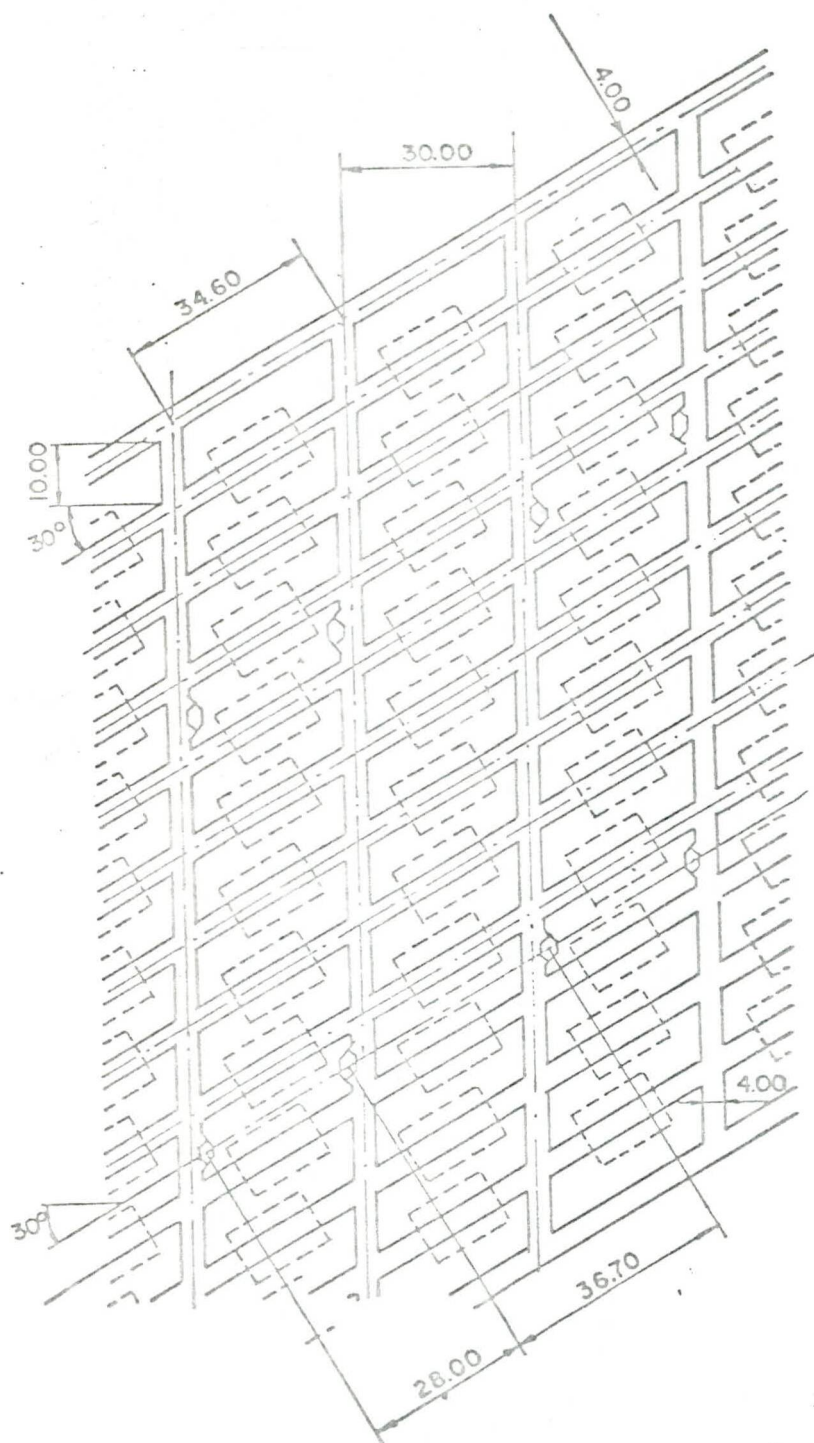
NIVEL DE PRODUCCION LHD

FIG.-2











Fig -4

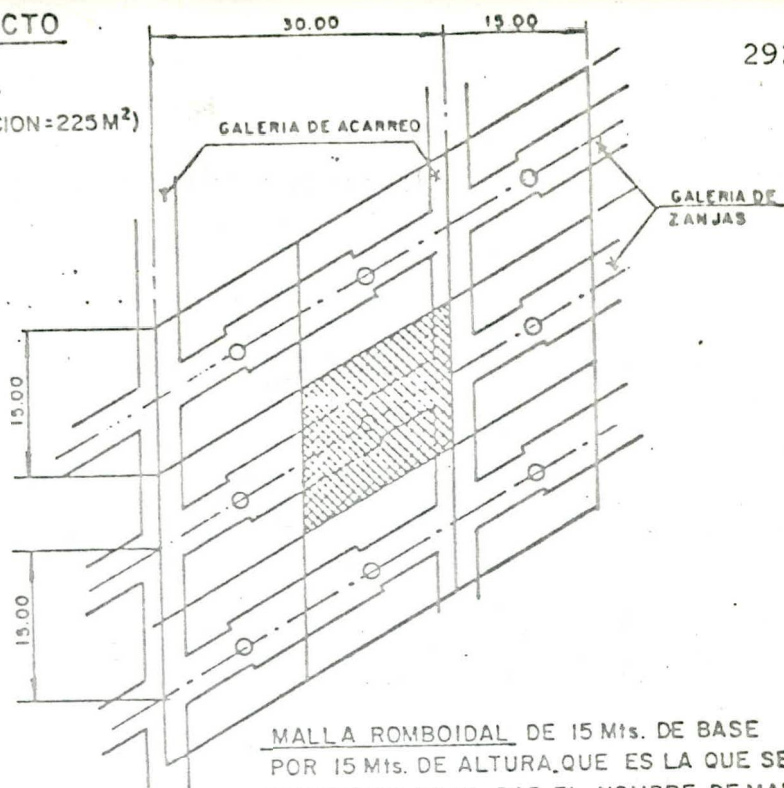
PROGRESO  
DE HUNDIMIENTO CONTINUO



MALLA DE EXTRACCION PARA PROYECTO  
DE BLOQUE CON CARGUO LHD.

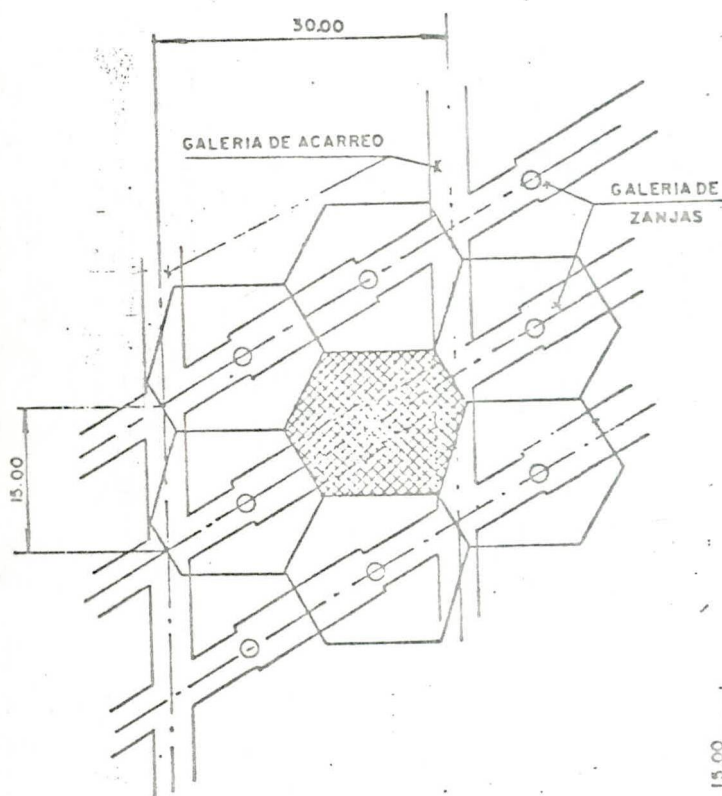
(AREA DE INFLUENCIA DE CADA PUNTO DE EXTRACCION=225M<sup>2</sup>)

292

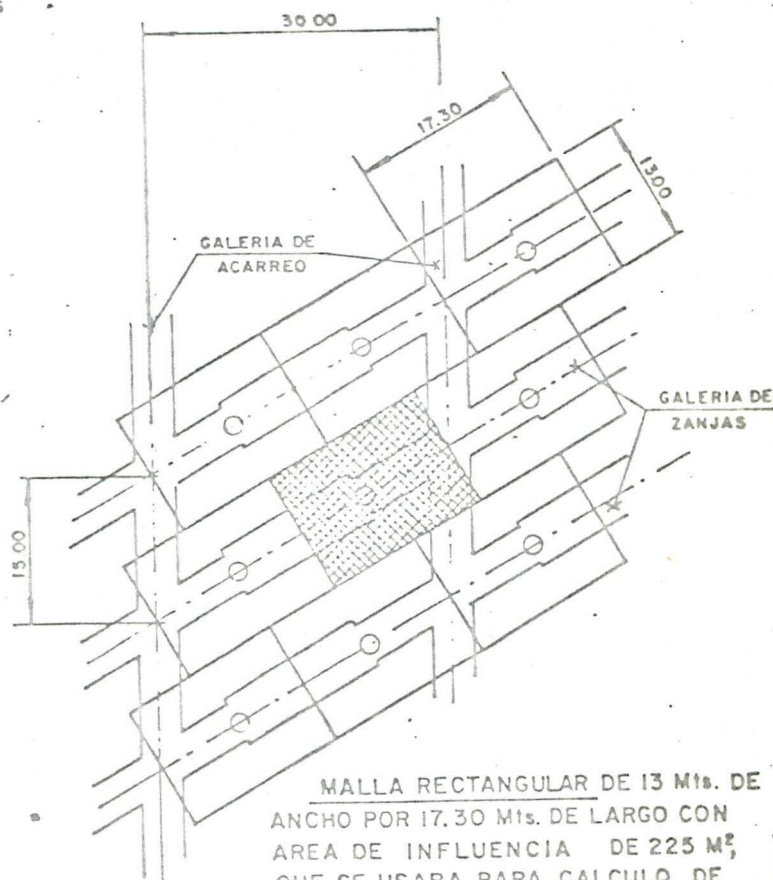


MALLA ROMBOIDAL DE 15 Mts. DE BASE  
POR 15 Mts. DE ALTURA, QUE ES LA QUE SE  
CONSIDERO PARA DAR EL NOMBRE DE MALLA  
DE 15x15 CON AREA DE INFLUENCIA DE  
225 M<sup>2</sup>

ESC. 1=800



MALLA HEXAGONAL CON AREA  
DE INFLUENCIA DE 225 M<sup>2</sup> QUE RE-  
PRESENTA COMO SERA EL TIRAJE REAL  
ESC. 1=800



MALLA RECTANGULAR DE 13 Mts. DE  
ANCHO POR 17.30 Mts. DE LARGO CON  
AREA DE INFLUENCIA DE 225 M<sup>2</sup>,  
QUE SE USARA PARA CALCULO DE  
RESERVA.

ESC. 1=800

FIG.-5



# DIAGRAMA DE LA MINA

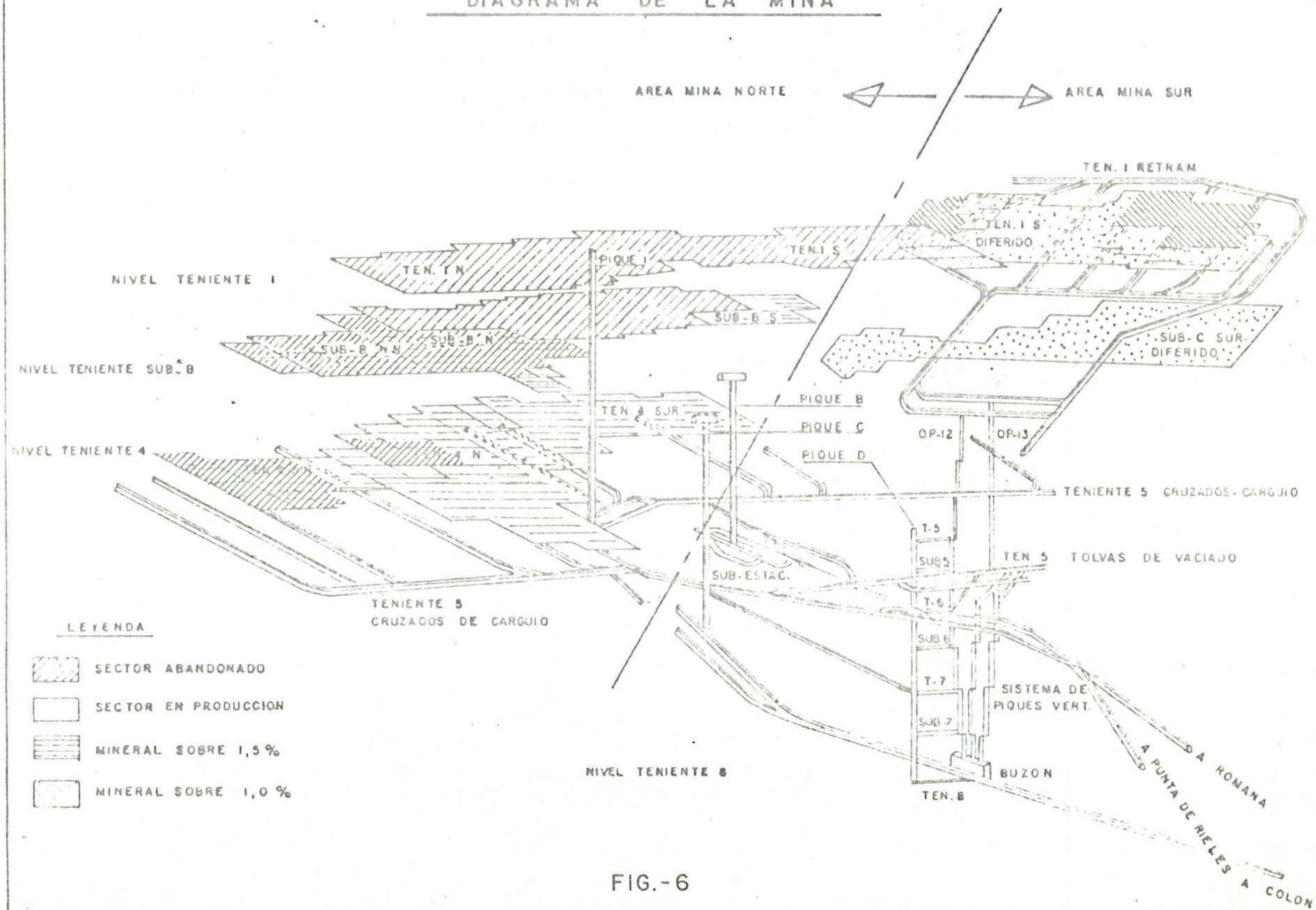


FIG.-6

EVOLUCION DEL SISTEMA DE EXPLOTACION POR BLOCK  
CAVING CON SISTEMA L.H.D. EN MINA EL SALVADOR  
=====

Autores:

EDUARDO HUERTA GALLARDO  
HERNAN MONDACA MORALES

CODELCO - CHILE  
División Salvador  
=====





## I N D I C E

### 1. INTRODUCCION

### 2. ANTECEDENTES

#### 2.2. Explotación L.H.D

### 3. DISEÑOS

#### 3.1. Diseño General

#### 3.2. Diseño Actual

#### 3.3. Hundimiento

#### 3.4. Fortificación

#### 3.5. Extracción y Traspaso de Mineral

### 4. RESULTADOS

#### 4.1. Productividad

#### 4.2. Eficiencia de Ley y Velocidad de Extracción

### 5. CONCLUSIONES.

## 1. INTRODUCCION

La utilización de equipos LHD ha alcanzado una amplia difusión - este último tiempo. El Salvador para su sistema de explotación de Block Caving por LHD, utiliza hace 12 años estos equipos para el sector de roca dura del yacimiento ( $> 1.200 \text{ kg/cm}^2$  de resistencia a la compresión simple).

La introducción de estas máquinas ha permitido mejorar rendimientos y productividades disminuyendo el costo de producción.

El presente trabajo entrega los antecedentes que se ha tenido en cuenta para decidir la explotación LHD, la evolución del diseño y los objetivos por alcanzar el modo de hacerlo más económico.

## 2. ANTECEDENTES

El método de explotación con LHD contempla el uso de cargadores frontales diseñados especialmente para operar en condiciones restringidas de espacio, que permitan manipular colpas de gran tamaño. Ha sido aplicado en 10 bloques cuya ubicación se muestra en la Fig. N°1.

A mediados de la década del 60, se inició la producción de los bloques 8 y 9 proyectados por Block Caving con traspaso Gravitacional integral o Long Raise; ubicados en sector de roca competente del yacimiento ( $> 1.200 \text{ kg/cm}^2$  de compresión simple).

Debido al gran tamaño de bolones provenientes del hundimiento, disminuyó el rendimiento en las parrillas de producción. El caseroneo en los piques de traspaso, debido a la gran abrasividad del mineral, trajo consigo dificultades en la extracción. Cuando los bloques se encontraban con un 70% de su tonelaje estimado extraído, se decidió que lo más conveniente era cambiar el sistema, construyendo piques bien fortificados fuera de los límites del área a hundir e introducir la maquinaria LHD.

### 2.2. Explotación LHD

Mina El Salvador ha ido introduciendo modificaciones en cada uno de los bloques, de los cuales algunas han sido impuestas por condiciones geológicas y otras tendientes a mejorar resultados en la explotación.

Varios parámetros fueron modificados, analizándose los más significativos:

#### a) Malla de Tiraje

Bastante se experimentó trabajando con mallas que analizadas en un sistema rectangular van desde  $24 \times 12,5$  metros, llegando a la actual de  $16 \times 14,28$  metros.

b) Por razones de estabilidad y mantención de labores se modificó el diseño en relación a altura de pilares. Así se experimentó con altura de pilares de 3,80 m entre nivel de producción y nivel de hundimiento, hasta llegar a 11,60 metros para el diseño actual, como protección natural de labores, permitiendo en su inicio un sistema altamente mecanizado.

c) Los hundimientos fueron proyectados por zanjas, experimentándose con abanicos ascendentes y descendentes, que eran tronados hacia hundimientos antiguos o sobre el mineral quebrado. Incidieron que el sistema tuviera malos resultados durante esos años de operación los siguientes factores:

- En la perforación de los abanicos llevada a cabo con Jumbos radiales, se detectó una gran cantidad de tiros cortados. Influyeron problemas de tipo geológico, geotécnicos y de estabilidad.
- La preparación de un bloque en la etapa de desarrollo, con sus carreteras y cruzados bien definidos, tomaba tiempo antes de iniciar la etapa de hundimiento, generándose problemas de estabilidad de pilares.

Estos factores originaron fracasos en la etapa de hundimiento, decidiéndose no insistir más en hundimientos por zanjas.

La alternativa de solución fue una racionalización del sistema con un nuevo diseño, descrito a continuación:

En la etapa de hundimiento, se realiza una socavación mediante embudos bien definidos, en que la perforación se llevaba a cabo exclusivamente con máquinas livianas (Stoper - Jackleg), en la que no existía mayor posibilidad de mecanización (Fig. Nº2).

Si bien es cierto que el sistema llegó a ser considerado artesanal por la gran cantidad de labores desarrolladas, uso intenso de mano de obra, bajo rendimiento en la perforación y una bien estructurada fortificación; resultó ser eficiente, pues se logró hundir bien, obtener una buena recuperación de mineral y por sobre todo se consiguió la mantención propia de las galerías de producción.

A continuación se entregan las principales características de diseño y evolución de bloques LHD.





| BLOQUES Nº                  | 8    | 12-S | 9    | 7    | 11-N | 12-S | 12-N | 13-W | 14-W | 10-E |
|-----------------------------|------|------|------|------|------|------|------|------|------|------|
| Dist. N. Prd. - N. Prd. (m) | 24   | 24   | 24   | 32   | 24   | 24   | 24   | 28,6 | 28,6 | 28,6 |
| Largo Brazo (m)             | 14,6 | 14,6 | 15   | 14,6 | 13,4 | 14,0 | 14   | 15,5 | 15,5 | 15,5 |
| Largo Ch. Evac.(m)          | 5,7  | 3,7  | 7,7  | 8,6  | 9,9  | 9,0  | 9,0  | 9,0  | 14   | 14   |
| Ang. Ch. Evac.(°)           | 90°  | 90°  | 90°  | 52°  | 50°  | 50°  | 50°  | 51°  | 57°  | 57°  |
| Alt. N.Prđ. - N. Hdto. (m)  |      | 18,0 |      | 8,8  |      | 6,0  | 6,0  | 6,0  | 6,0  | 6,0  |
| M <sup>c</sup> por pilar    |      | 250  |      | 200  | 216  | 250  | 250  | 229  | 229  | 229  |
| Método Hundimiento          | L.R. | Z    | L.R. | Z    | Z/E  | E    | E    | Z/E  | Z    | Z    |

Nota: LONG RAISE = L.R.  
 ZANJA = Z  
 EMBUDO = E

Desde que se inició la producción LHD con el bloque Nº8, hasta el 30 de junio de 1982, han sido extraídas 18.076.164 toneladas de mineral por LHD, con la siguiente distribución por bloques:

| BLOQUES | INICIO PRODUCCION   | TONELAJE ESTIMADO | TONELAJE EXTRAIDO |
|---------|---------------------|-------------------|-------------------|
| 8       | Diciembre 69 (L.R.) | 2.171.000         | 2.279.696         |
| 11-S    | Octubre 72          | 3.285.000         | 2.505.158         |
| 9       | Mayo 74 (L.R.)      | 466.000           | 1.005.160         |
| 7       | Agosto 74           | 1.959.000         | 1.299.400         |
| 11-N    | Febrero 76          | 1.830.000         | 2.518.276         |
| 12-S    | Octubre 77          | 1.460.000         | 1.837.615         |
| 12-N    | Agosto 78           | 903.000           | 1.384.748         |
| 13-W    | Diciembre 78        | 2.622.000         | 2.672.431         |
| 14-W    | Octubre 80          | 1.173.000         | 1.263.796         |
| 10-E    | Mayo 81 (1)         | 1.825.000         | 999.246           |
| 10-N    | Febrero 82 (2)      | 781.000           | 110.628           |
|         |                     | 18.175.000        | 18.076.154        |

(1) (2) : En producción

### 3. DISEÑOS

#### 3.1. Diseño General:

La Figura N°3 muestra el diseño general conocido como Diseño Salvador.

Consiste en un Nivel de Producción con galerías paralelas de  $4 \times 3,60$  m, las que son intersectadas a  $55^\circ$  en forma alternada por estocadas de carguío de igual sección. En los extremos de estas estocadas se construyen chimeneas de evacuación de 4,00 m de diámetro, hasta romper con las labores del nivel de hundimiento.

El nivel de hundimiento está constituido por una serie de galerías paralelas de  $2,00 \times 2,50$  m, desde las cuales se lleva a cabo la socavación, perforando abanicos y formando zanjás a lo largo del bloque.

Se tiene además un tercer nivel de observación constituido por galerías paralelas de  $1,20 \times 1,80$  m, ubicado en forma alternada en relación a las galerías de hundimiento. Su objetivo en la actualidad ha sido chequear el corte del hundimiento y utilizado además para corregir cualquier problema de pilares que se produzca en el proceso de hundimiento.

#### 3.2. Diseño Actual:

El diseño actual corresponde al utilizado en los bloques 13-W, 14-W y 10-E, el cual no tiene bloques definidos, sino que ha sido una preparación de pilares o paneles que se han ido explotando sistemáticamente, manteniendo 2 ó 3 paneles adelantados en la etapa de desarrollo.

A continuación se detallan los parámetros más importantes para definir el diseño Salvador.

Malla de Tiraje: Corresponde al espaciamiento entre puntos de extracción, que analizada en sentido triangular forma un triángulo isósceles de  $16 \times 16,37 \times 16,37$  m y analizándola en sentido rectangular es de  $16 \times 14,28$  m. Definiendo el concepto de densidad que corresponde al área de influencia promedio entre los puntos de extracción, expresada en metros cuadrados, se tiene para nuestro diseño 228, 6 m<sup>2</sup>, que corresponde al área actual de nuestro panel. Antiguamente se intentó con varios tipos de pilares, siendo el actual el que nos da mejores resultados.

Distorsión: Define la relación entre la máxima y mínima distancia entre puntos de extracción contiguos. Este índice mide la condición de equidistancia de la malla, alcanzando lo óptimo para una configuración triangular equilátera; analizada la malla Salvador, corresponde a 1,039 (Fig. N°4).

Anisotropía: Define la relación entre el máximo y mínimo radio de influencia de un punto de extracción. Para el caso Salvador es de 1,18 (Fig. N°5-A).

Puntos más alejados de extracción aumentan la malla de tiraje lo - que en roca competente tiende a dejar zonas sin mover, aumentando en forma proporcional la cantidad de bolones (para el caso particular de Salvador).

Holgura: Se define la relación entre la longitud del espacio disponible para la operación de carguío en relación a la longitud de la pala. - Para el Diseño Salvador es de 1,38. Esto nos permite que la pala para cargar quede bien alineada, permitiendo un carguío normal (Fig. 5-B).

Además la pala dentro del brazo permite, si es necesario, dejar libre la galería de transporte para el paso de otros equipos.

Sustentación: Se define como la relación entre el área de pilares, con respecto al área total. Es una medida indicadora del grado de estabilidad del nivel de producción. Para el diseño Salvador es de 0,45.

Con el nuevo diseño se han mantenido estables las labores de producción, incluso hemos logrado recuperar la totalidad de mineral de nuestros paneles sin hacer reparaciones. Claro está que hay varios otros parámetros que inciden en mantener estables galerías en producción, como velocidad de extracción, cambio dureza mineral, etc.

Por la imperiosa necesidad de bajar costos, se ha vuelto de nuevo a un hundimiento por zanja, aplicando mecanización, para lo cual se hicieron pequeñas modificaciones al diseño, a objeto de prepararlo hacia una perforación de mayor diámetro.

### 3.3. Hundimiento:

Las variaciones de diseño específicamente son: prolongar la chimenea piloto hasta el nivel de hundimiento, que desquinchada a 4 metros de diámetro, forma la chimenea de evacuación.

Del nivel de hundimiento al nivel de observación se corren 2 chimeneas cortas, que sirven para formar la cara libre para la tronada de los abanicos.

Finalmente se ha implantado de nuevo un hundimiento por zanja con buenos resultados (Fig. N°6).

Para la perforación de la chimenea de evacuación se utiliza Jumbo Radial y para los abanicos se usa perforadora montada sobre columnas.

### Características de los Abanicos:

|                                                        |               |
|--------------------------------------------------------|---------------|
| Distancia entre abanicos                               | = 1,50 metros |
| Burden o distancia entre tiros medidos en los extremos | = 2,00 metros |
| Longitud máxima de perforación                         | = 8,23 metros |
| Inclinación de tiros                                   | = 90°         |



Las primeras corridas de abanicos son tronadas sobre las chimeneas que van al nivel de observación, a objeto de formar para cada panel una nueva cara libre y no tronar sobre mineral quebrado.

Principales modificaciones entre Sistema Embudo v/s Sistema Zanja  
Actual:

| LABORES                                 | EMBUDO    | ZANJA    |
|-----------------------------------------|-----------|----------|
| Largo Chim. evacuación (m)              | 21,30 (1) | 14,00    |
| Galería Nivel de Hundimiento (m)        | 16,00     | 16,00    |
| Galería Nivel de Observación (m)        | 58,20     | 32,00    |
| Chim. Nv. Hdto. - Nv. Observ. (m)       | 22,00     | 14,60    |
| Metros corridos/m <sup>2</sup> hundidos | 0,62      | 0,43     |
| Metros Perf./m <sup>2</sup> hundidos    | 11,29 (2) | (3) 6,37 |
| Metros cuadrados por Panel              | 228,48    | 228,48   |

- (1) Incluye chimeneas cortas que llegaban al nivel de hundimiento
- (2) Perforación con Jackleg-Stoper
- (3) Perforación con máquina sobre columnas.

#### 3.4. Fortificación:

Conocido es el sistema de fortificación Salvador. Se ha continuado trabajando para hacerlo más económico.

Los buenos resultados en los hundimientos han permitido varios cambios.

Nivel de Transporte: Se está probando en Xc. 7844, Bloque 10-W, no colocar vigas de reparticiones; se está corriendo de la siguiente manera:

- a) Cerro sección de 4,00 x 3,80
- b) Malla de pernos Grouting de 0,60 metros
- c) Pre-shotcrete
- d) Enmallado
- e) Shotcrete-definitivo

Brazos de Extracción: Se aplicará el mismo procedimiento.

En los brazos ya se probó con buenos resultados suprimir los marcos de Viga H como marco de Boca. Se coloca sólo marcos deslizantes con concreto armado.

Nivel de Hundimiento:

- a) Cerro a sección de 2,20 x 2,59 metros
- b) Malla de pernos Split Set de 0,90 metros

Se han obtenidos excelentes resultados y esta nueva sección permitió el uso de pala de 1 yd<sup>3</sup>, Eimco 911-B para marinas.

Nivel de Observación: No se coloca fortificación.

3.5. Extracción y Traspaso de Mineral:

La extracción del mineral se ejecuta con palas Wagner modelo - - ST-5B y las características de diseños de éstas son:

- Ancho (m) : 2,14
- Largo (m)(posición de transporte): 8,43
- Alto (m) : 1,83
- Alto (m)(medido desde cabeza operad.) : 2,14
- Radio mínimo de giro interno (m) : 3,48
- Radio mínimo de giro externo (m) : 6,10

Básicamente la operación consiste en cargar en brazos y descargar a piques.

Como nuestras galerías son de 4 x 3,80 metros, éstas quedan terminadas a 3,50 x 3,60 m por concretos colocados en cajas. Las palas transitan sin dificultad y con una holgura de 0,68 m a ambos lados de cajas.

El vaciado en piques no reviste problema. Los piques son de 2,50 metros de diámetro y en la boca se coloca una parrilla que permite pasar colpas de 38".

El traspaso de mineral por los piques se lleva a cabo en dos etapas: la primera con un largo de 60 metros, que descarga sobre parrilla de 24", donde se han ubicado martillos picadores a objeto de reducir el mineral. La segunda con un largo de 140 metros, que descarga en los buzones de carguío del nivel de transporte principal.

A continuación se dan valores que describen la operación:

- Razón diámetro pique/tamaño máximo colpa (1ra. etapa)  
 $2,50/0,96 = 2,6$
- Razón abertura punto descarga/abertura parrilla control  
 $38/22 = 1,7$
- Razón pique/tamaño colpa (2da. etapa)  
 $2,50/0,56 = 4,5$

#### 4. RESULTADOS

Con el fin de evaluar resultados finales de explotación, se definirán algunos parámetros operacionales, que en gran parte dependen de las políticas de desarrollo y producción aplicadas a la explotación, y que son: Productividad, Eficiencia de Ley y Velocidad de Extracción.

##### 4.1. Productividad:

Es la razón entre el tonelaje extraído y el personal o maquinaria involucrado en Extracción.

Para el primer semestre del año 1982, se han extraído 1.157.067 toneladas, con una productividad de 210,34 tons/hombre-turno.

Recursos humanos: (personal incluido)

- Supervisión directa: Capataces-Controladores
- Operadores máquina LHD
- Cachorreros Nivel de Producción

Recursos Materiales:

571 tons/pala-turno

Distancia media: 82 metros

La productividad LHD es muy superior a la productividad Sistema - Scrapers, que para el mismo período fue de 89,63 tons/hombre-turno.

##### 4.2. Eficiencia de Ley y Velocidad de Extracción:

Los dos últimos parámetros serán analizados en conjunto para los dos últimos bloques hundidos por sistema de embudos y los 2 finales hundidos nuevamente por el sistema de zanjas.

Se define como Eficiencia de Ley al cuociente entre la ley estimada y la ley extraída, y refleja en gran medida el éxito o fracaso del diseño aplicado y las políticas de extracción.

Se define como Velocidad de Extracción al cuociente entre el tonelaje extraído por unidad de tiempo y la superficie de hundimiento para dicho panel o sector. Refleja la mayor o menor preparación de desarrollos requeridos para la explotación.

Los resultados para estos bloques se exponen a continuación:



| BLOQUES HUNDIDOS SISTEMA EMBUDO                               | 12-S      | 12-N      |
|---------------------------------------------------------------|-----------|-----------|
| Malla de Tiraje (m)                                           | 12 x 20,8 | 12 x 20,8 |
| Area punto de tiraje (m <sup>2</sup> )                        | 250       | 250       |
| Separación entre Niveles de Hundimiento y Nvs. Producción (m) | 14,6      | 14,6      |
| Velocidad de Extracción (t/m <sup>2</sup> -mes)               | 13,5      | 13,2      |
| Recuperación de Tonelaje (%)                                  | 125       | 153       |
| Eficiencia de Ley (%)                                         | 72,2      | 78,2      |

El tonelaje extraído para ambos bloques fue de 3.222.363 toneladas, con una ley media de 1,34% de Cu total.

| BLOQUES HUNDIDOS SISTEMA ZANJA                                      | 13-W      | 14-W      |
|---------------------------------------------------------------------|-----------|-----------|
| Malla de Tiraje (m)                                                 | 16 x 14,3 | 16 x 14,3 |
| Area punto tiraje (m <sup>2</sup> )                                 | 228,5     | 228,5     |
| Separación entre Niveles de Hundimiento y niveles de producción (m) | 14,6      | 14,6      |
| Velocidad de Extracción (t/m <sup>2</sup> -mes)                     | 17,8      | 17,8      |
| Recuperación de Tonelaje (%)                                        | 102       | 107       |
| Eficiencia de Ley (%)                                               | 85        | 91        |

El tonelaje extraído para ambos bloques fue de 3.936.227 toneladas, con una ley media de 1,25% Cu total.

- Hay una mejor eficiencia de ley en los bloques 13-W y 14-W, por haber una roca más blanda comparada con los bloques 12-S y 12-N. Esto permite una mayor velocidad de planchoneo y evita la entrada de dilución lateral. Se tuvo una secuencia más favorable por existir menos caras adyacentes hundidas.

- No se ve relación entre velocidad de extracción y eficiencia de ley en los bloques 13-W y 14-W, que para ambos fue de 17,75 toneladas/m<sup>2</sup>-mes.

- La mayor velocidad de extracción de los bloques 13-W y 14-W se explica por: "Roca menos competente en relación a bloques 12-S y 12-N.

- Disminución en el ritmo de desarrollo para no comprometer Secciones circundantes como H.O. y D-T3.

#### 4. CONCLUSIONES

Las conclusiones que se obtienen después de 12 años de aplicación del sistema Block Caving para L.H.D., pueden resumirse como sigue:

1) La malla de tiraje, a pesar que es casi equilátera, puede optimizarse aumentando de 16,0 m a 16,5 m de separación entre estocada de carguío.

2) El área del pilar es la más chica que permite operar en buena forma el equipo L.H.D. y por la experiencia ha dado buenos resultados de Recuperación y Eficiencia de ley.

3) En relación a altura de pilares, la experiencia ha demostrado ser la óptima, pues debe soportar una gran columna mineralizada más sobrecarga.

4) El nuevo retorno al hundimiento por Zanja está dando buenos resultados, que sumado a una razonable velocidad de extracción, ha logrado eliminar problemas de estabilidad.

5) La fortificación va encaminada a un cambio radical, aplicando nuevas tecnologías que puedan cambiar el uso de perfiles de acero, a objeto de disminuir el costo de fortificación.

6) La eficiencia de ley refleja el acierto del diseño Salvador y además la importancia de contar con políticas de tiraje establecidas para cada sector en producción.

7) Las altas productividades, que pueden ser mejoradas y el buen resultado del método Block Caving por L.H.D., están siendo proyectadas a sectores de roca competente del yacimiento, y ya se tiene estudiado explotar 3 sectores de alrededor de 50 millones de toneladas.

8) A futuro se espera producir más del 40% de la producción de la mina por Block Caving por L.H.D.

B I B L I O G R A F I A

## 1.- CHACON, JAIME

"Block Caving y L.H.D. - Reflexiones sobre Malla de Extracción"

Instituto de Ingenieros de Minas de Chile,  
Anales del Congreso Cincuentenario, Volumen II, 1980.

## 2.- SALDIVIA OYARZUN, JUAN

"Hundimiento por Bloques con L.H.D.: Estudio de Caso en Mina El Salvador".

Memoria de Título, Escuela de Ingenierfa; Universidad de Chile; 1977.

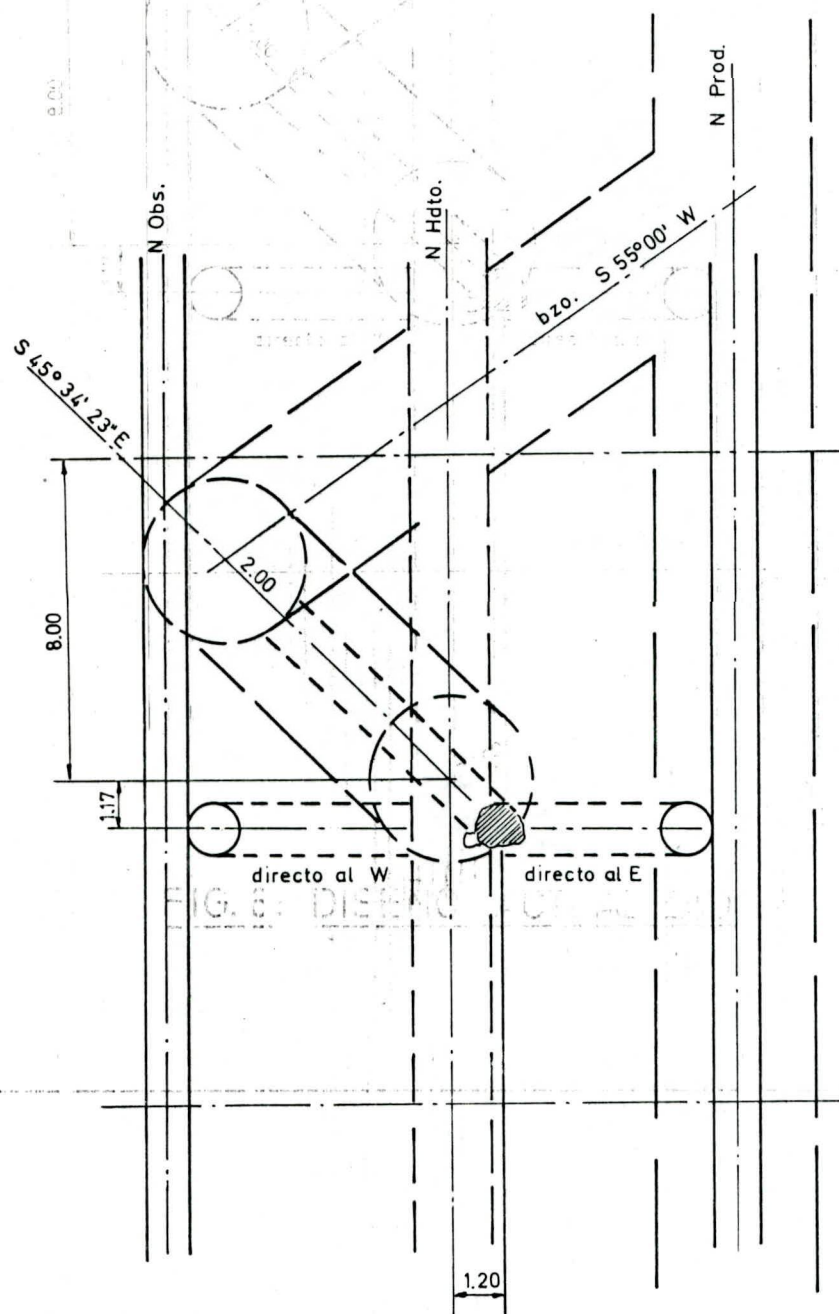
## 3.- HUERTA GALLARDO, EDUARDO

"Análisis de Alternativa Hundimiento Panel por L.H.D. , considerando los Parámetros Geotécnicos y Geométricos Actuales".  
Informe Interno; Noviembre 1980.

## 4.- DIDYK MOROZ, MARKO

"Comportamiento del Tiraje en Mina El Salvador"  
Congreso Mining Society of Engineers  
Denver, U.S.A; 1981.





**FIG. 6: DISEÑO ACTUALIZADO**



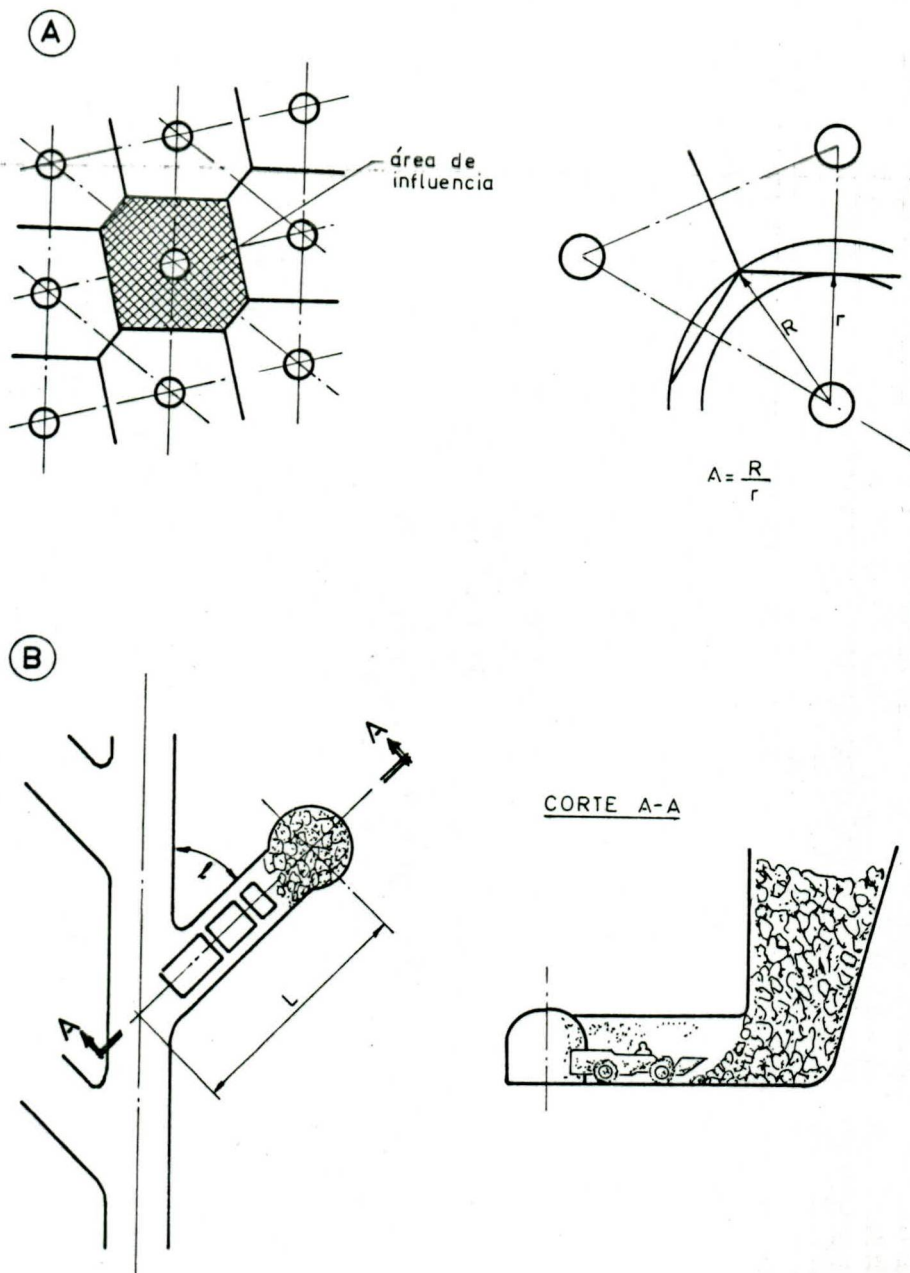
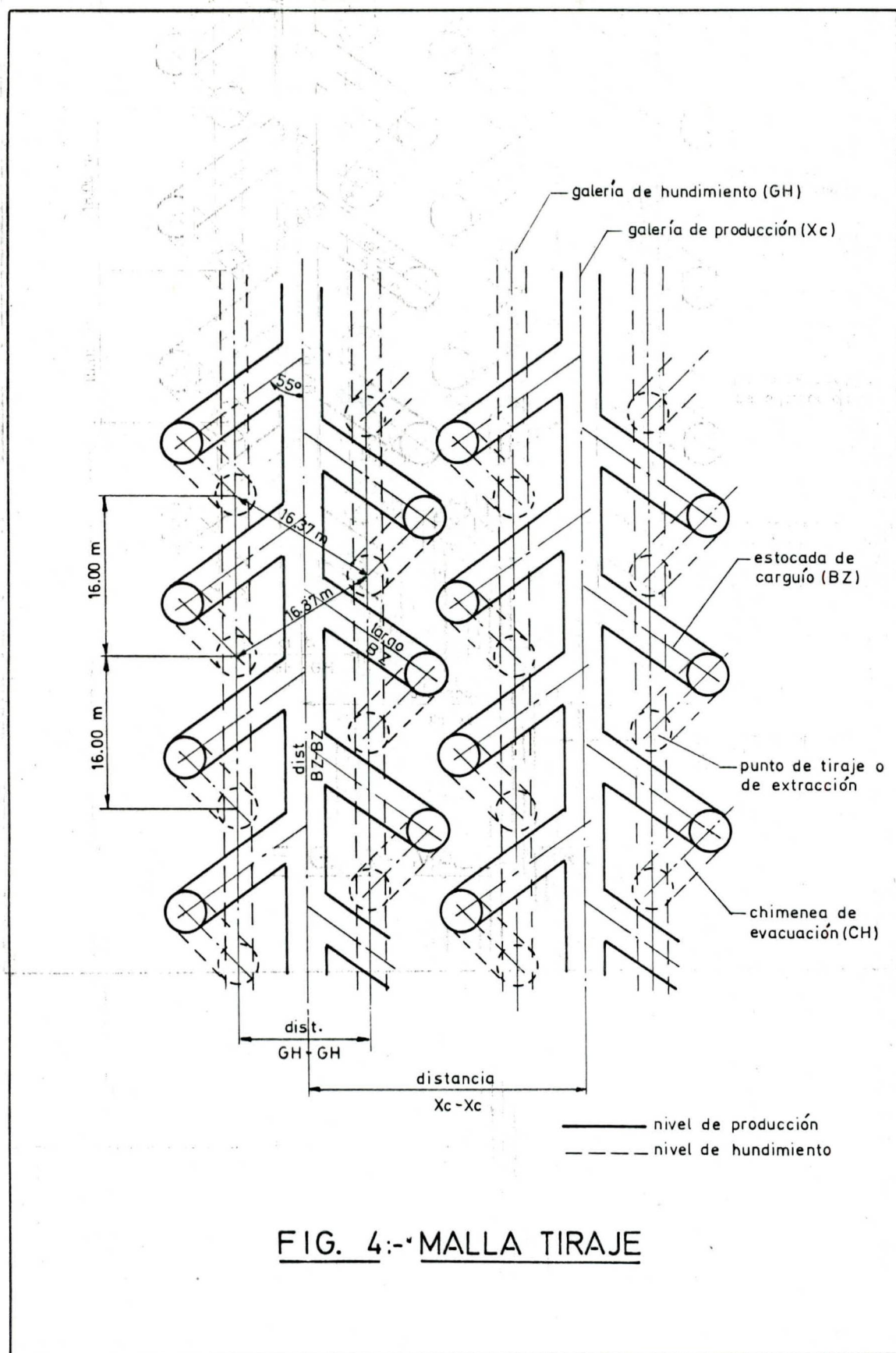


FIGURA 5





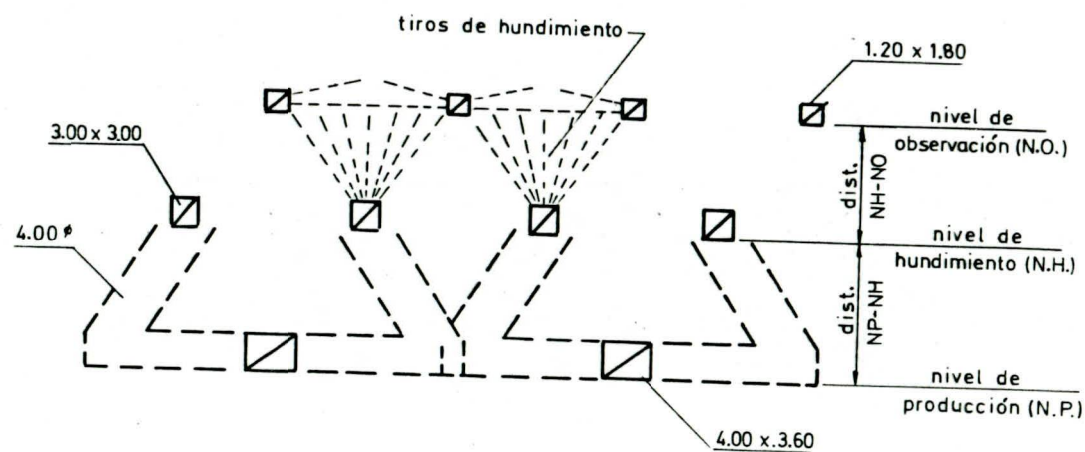


FIG. 3:- DISEÑO LHD EL SALVADOR

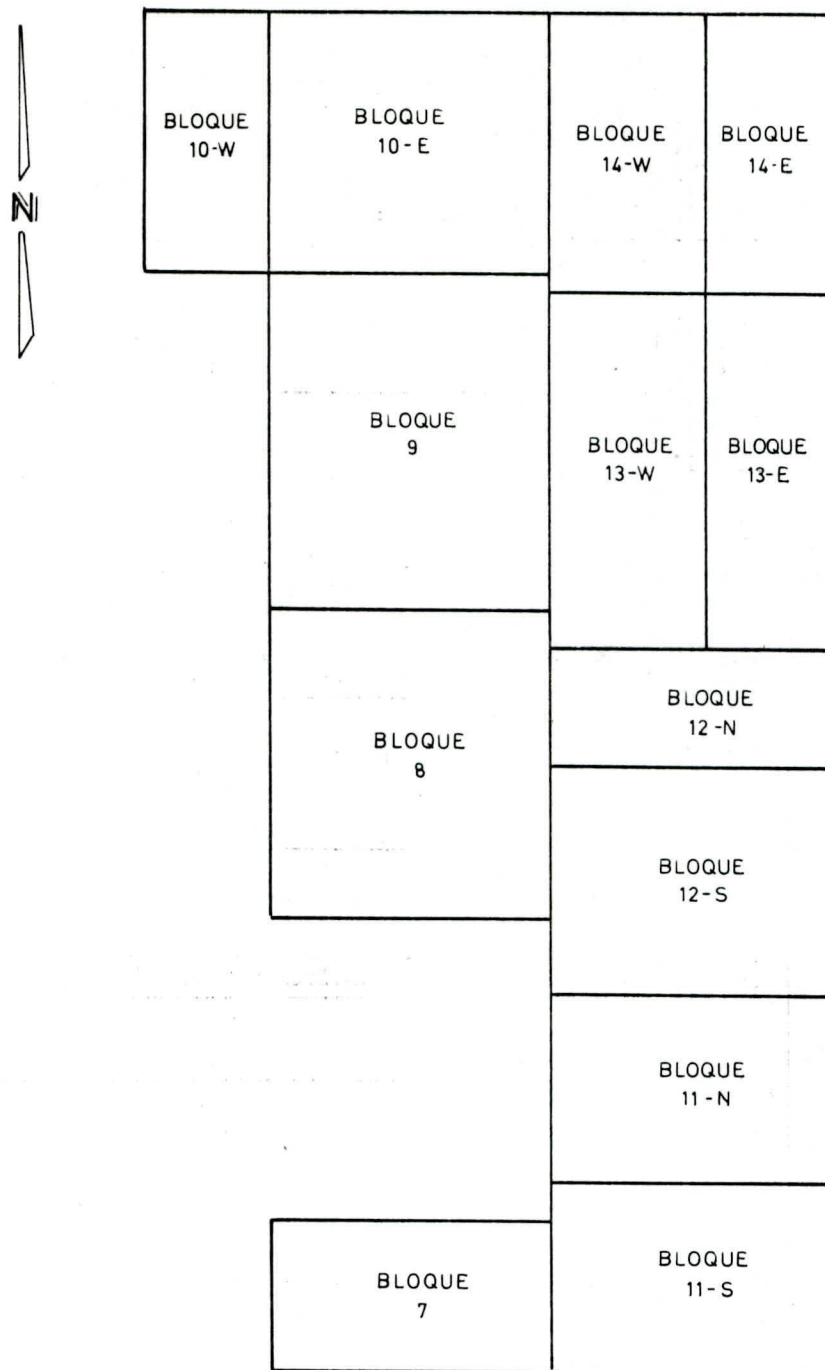


FIG. 1:- UBICACION BLOQUES LHD





APROVECHAMIENTO CALORICO DEL AGUA GEOTERMAL PARA LA  
CALEFACCION DEL AIRE DE VENTILACION EN MINA RIO BLANCO

=====

Autores:

OMAR GALLARDO G.  
RAUL ROJAS PALMA

UNIVERSIDAD DE SANTIAGO DE CHILE

=====



## 1. INTRODUCCION:

Como tendencia normal de aprovechar al máximo todo recurso energético que eventualmente se presenta en las circundaciones de laboreos mineros, es imprescindible como en nuestro caso, el de aprovechar la energía sensible de las aguas calientes encontradas en el nivel 19 (por sondaje) de la mina "Río Blanco", y teniendo en cuenta que por la ubicación geográfica del yacimiento (en plena cordillera de Los Andes), el aire que ingresa a la mina por concepto de ventilación es de muy baja temperatura -  $-11,5^{\circ}\text{C}$  promedio crítico) la mayor parte del año, por lo que es indispensable una calefacción previa a este aire. Estas razones motivaron la realización de este estudio que cuyo objetivo; es el de proyectar la utilización del agua geotermal para la calefacción del aire de ventilación en el segundo panel que entrará en producción en el año 1983.

## 2. ANTECEDENTES:

### 2.1. Requerimientos Calóricos del Segundo Panel:

La ventilación del segundo panel entrará en funcionamiento - en dos etapas:

|               |               |                 |
|---------------|---------------|-----------------|
| Primera etapa | 1983 a 1987   | con 200.000 CFM |
| Segunda etapa | 1987 adelante | con 320.000 CFM |

Este aire ingresará con una temperatura promedio de los peak del mes más crítico de  $-11,5^{\circ}\text{C}$ , la cual cubre casi la totalidad de las situaciones desfavorables, en cuanto a necesidades calóricas. La temperatura requerida por estos caudales debe ser  $4^{\circ}\text{C}$ .

Cálculo del calor requerido ( $Q_r$ , en kcal/hr).

Fórmula utilizada:  $Q_r = Q \times \rho \times C_2 \times \Delta T$

en que:

$Q$  : Caudal de aire, en  $\text{m}^3/\text{hr}.$ :  $200.000 \text{ CFM} = 339.802 \text{ m}^3/\text{hr}.$   
 $320.000 \text{ CFM} = 543.684 \text{ m}^3/\text{hr}.$

$\rho$  : Densidad del aire,  $= 0,87864 \text{ Kg}/\text{m}^3$

$C_2$ : Calor específico del aire,  $C_2 = 0.2407 \text{ kcal}/\text{Kg } ^{\circ}\text{C}$

$\Delta T$ : Gradiente de temperatura, en  $^{\circ}\text{C}$

$$\Delta T = 4^{\circ}\text{C} - (-11,5^{\circ}\text{C}) = 15.5^{\circ}\text{C}$$

Por lo que en:

|               |                   |          |
|---------------|-------------------|----------|
| Primera etapa | $Q_r = 1.113.899$ | kcal/hr. |
| Segunda etapa | $Q_r = 1.782.236$ | kcal/hr. |



## 2.2. Recursos de Aguas Termales:

Geología entregó la siguiente información:

- Sondaje casi-vertical de 750,9 m. de profundidad y diámetro de 60 mm., los primeros 591.65 mt. y el resto de diámetro de 48 mm.
- Afloramiento con un caudal de 7.2 lts/seg. constante y presión estática a válvula cerrada de 320 lbs/pulg<sup>2</sup>, con temperatura de 41°C.
- Análisis de agua favorable, y recurso energético inagotable (por génesis del agua).

## 2.3. Recuperación Calórica Compresores:

Se proyectó reinstalar en el nivel 11 la sala de compresores del nivel 19, la cual entrará en funcionamiento de acuerdo a las etapas de producción.

Por información histórica cada compresor aporta en forma efectiva 216.847 kcal/hr., por lo que:

|                                  |                         |
|----------------------------------|-------------------------|
| En primera etapa (2 compresores) | Aporta 433.694 kcal/hr. |
| En segunda etapa (4 compresores) | Aporta 867.388 kcal/hr. |

La refrigeración de la sala de compresores hace otro aporte calórico que es:

|               |                        |
|---------------|------------------------|
| Primera etapa | Aporta 10.254 kcal/hr. |
| Segunda etapa | Aporta 20.508 kcal/hr. |

## 3. PROBLEMATICA:

Como el intercambio de calor se tiene que efectuar en el segundo panel (labor de inyección Oeste-nivel 11) a varios metros sobre la ubicación del sondaje (421,5 m), esto da origen a tres problemáticas medulares que son:

- Transporte del agua caliente
- Aislación de la tubería
- Intercambio de calor agua-aire

y también se debe de dar solución a problemas no menor importantes que son:

- Forma, ubicación y aislación de la recepción del agua geotermal.
- Trazado de la tubería.
- Influencia de la humedad en el calor específico y densidad en el aire.
- etc.

## 4. SOLUCION DE LAS PROBLEMATICAS MEDULARES:

### 4.1. Transporte del agua caliente:

El transporte se hará por medio de tuberías de acero de alta calidad de tal manera que tubería y accesorios soporten como mínimo un -

80% sobre la presión máxima por efecto de ariete en la presión mínima para el ensayo hidrostático, en nuestro caso las 1.400 lbs/pulg<sup>2</sup>. El diámetro económico de la tubería será de 4". Ver anexo 1.

Para hacer llegar el caudal de agua al punto de intercambio se debe suministrar energía, ésta se hará por medio de dos bombas centrífugas de 7 etapas cada una, puestas en serie y de 40 HP respectivamente. Ver anexo 2.

Para evitar el fenómeno de la cavitación, la altura de aspiración será de 1 m. para la instalación de las bombas. Ver anexo 3.

#### 4.2. Aislación de la tubería:

La aislación debe ser tal que minimice las pérdidas calóricas. Se aisló con aislapol de 4 cm. de espesor y las pérdidas calóricas totales en el sistema no alcanza al 0,5°C. Ver anexo 4.

#### 4.3. Intercambio de Calor Agua-Aire:

Este se realizó por medio de radiadores marca Perfex que es la forma más convencional en el intercambio calórico de estos medios, y cuya recuperación calórica es la siguiente: (ver anexos 5.).

Alternativa A: Dos radiadores en paralelo al flujo de aire, modelo DDV - 130 de 15 HP.  
Recuperación = 695.690 kcal/hr.

Alternativa B: Tres radiadores en paralelo al flujo de aire, modelo DDV - 130 de 7,5 HP.  
Recuperación = 776.142 kcal/hr.

#### 5. ANALISIS DEL CUMPLIMIENTO DE LAS NECESIDADES:

| REQUERIMIENTOS                     |                   |                    |
|------------------------------------|-------------------|--------------------|
| ETAPAS                             | PRIMERA 1983      | SEGUNDA 1987       |
| Caudal de Aire                     | 200.000 cfm       | 320.000 cfm        |
| Temperatura del aire de entrada    | 11,5 °C           | -11,5 °C           |
| Calor total requerido por el aire  | 1.113.899 kcal/hr | 1.782.236 kcal/hr. |
| SIN CALEFACCION CON AGUA GEOTERMAL |                   |                    |
| Aporte Efectivo compresores        | 433.694 kcal/hr.  | 867.388 kcal/hr.   |
| Aporte Refrigeración sala compres. | 10.2541 kcal/hr.  | 20.508 kcal/hr.    |
| Temperatura del aire de mezcla     | - 5,1 °C          | - 3,5 °C           |
| Cumplimiento de los requerimientos | 39,85%            | 49,82%             |



## CON CALEFACCION DE AGUA GEOTERMAL

|                                        |                  |                  |
|----------------------------------------|------------------|------------------|
| Aporte efectivo compresores            | 433.694 kcal/hr. | 867.388 kcal/hr. |
| Aporte refrigeración sala compres.     | 10.254 kcal/hr.  | 20.508 kcal/hr.  |
| Aporte Agua Geotermal                  |                  |                  |
| 2 radiadores DDV-130 de 15 HP (A)      | 695.690 kcal/hr. | 695.690 kcal/hr. |
| Aporte Agua Geotermal                  |                  |                  |
| 3 radiadores DDV-130 de 7,5HP (B)      | 776.142 kcal/hr. | 776.142 kcal/hr. |
| Temperatura del aire de mezcla (A)     | 4,94 °C          | 2,78 °C          |
| Temperatura del aire de mezcla (B)     | 6,1 °C           | 3,5 °C           |
| Cumplimiento de los requerimientos (A) | 102,3%           | 88,9%            |
| Cumplimiento de los requerimientos (B) | 109,5%           | 93,4%            |

## 6. ANALISIS ECONOMICO:

Este se hizo en base a los costos de operación que implica la utilización del agua o petróleo en la calefacción necesaria del aire de ventilación.

## 6.1. Costo de Operación del Agua Geotermal:

| RADIADORES                       | DOS PERFEX       | TRES PERFEX |
|----------------------------------|------------------|-------------|
| Potencia ventilador radial       | 30               | 22,5        |
| Potencia bombas impulsoras       | 80               | 80          |
| Factor de seguridad              | 1,2              | 1,2         |
| Potencia total requerida         | 132 HP           | 123 HP      |
| Consumo Energía Eléctrica        | 98,43 kw-hr      | 91.73 kw-hr |
| Costo Unitario Energía Eléctrica | 0,35 US\$/kw-hr. |             |
| Costo de Operación horaria       | US\$ 3,4454      | US\$ 3,2105 |

## 6.2. Costo de Operación del Petróleo:

| RADIADORES                    | DOS PERFEX       | TRES PERFEX      |
|-------------------------------|------------------|------------------|
| Energía Requerida             | 695.690 Kcal/Hr. | 776.143 Kcal/Hr. |
| Poder Calorífico del petróleo | 9300 Kcal/Lt.    | 9.300 Kcal/Lt.   |
| Eficiencia del Petróleo       | 80%              | 80%              |
| Consumo de petróleo           | 93,5 Lts/Hr.     | 104,32 Lts/Hr.   |
| Costo unitario del petróleo   | 0,4359           | US\$/Lts.        |
| Costo de operación horaria    | US\$ 40,7567     | US\$ 45,4731     |



6.3. Análisis:

Costo total de inversión estimada ..... US\$ 200.000

| COSTO DE OPERACION HORARIA       | DOS PERFEX   | TRES PERFEX  |
|----------------------------------|--------------|--------------|
| Agua caliente                    | US\$ 3,4454  | US\$ 3,2105  |
| Petróleo                         | US\$ 40,7567 | US\$ 45,4731 |
| Ahorro                           | US\$ 37.3113 | US\$ 42,2626 |
| Tiempo de recuperación Inversión | 7,5 meses    | 6,6 meses    |
| Duración del Proyecto            | 14 años      | 14 años      |

7. MEJORAMIENTO DEL SISTEMA:

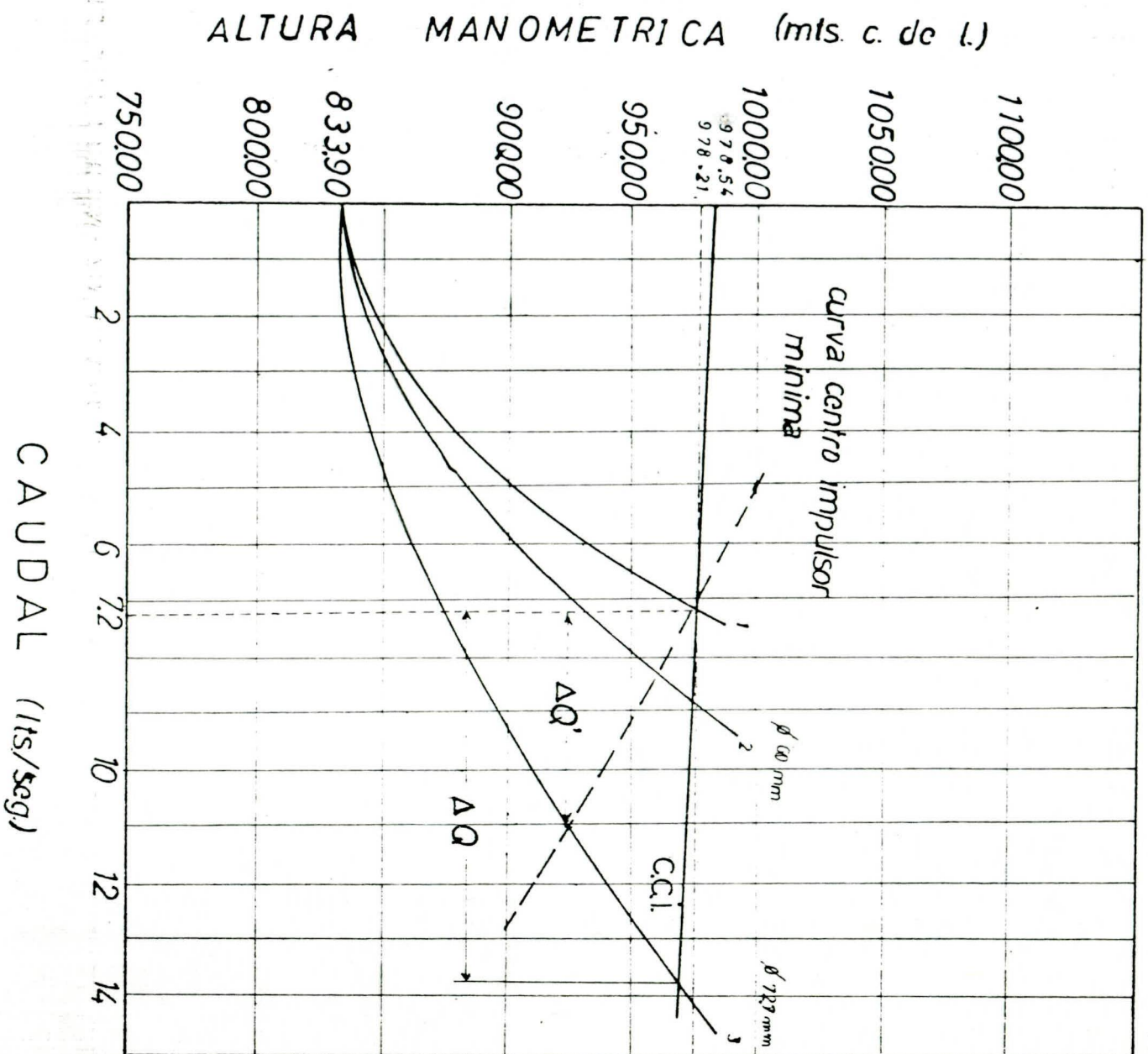
Para mejorar el sistema o si se requiere mayor cantidad de calor el camino más recomendable, porque así lo demuestra el análisis económico, es recuperarlo del agua geotermal; aumentando el caudal de agua, y se consigue esto; aumentando el diámetro del sondaje o perforando nuevos sondajes con el mismo resultado del nuestro; pero esto ya es más difícil.

Al aumentar el diámetro del sondaje se consigue un mayor caudal, pero el riesgo latente; es que se crea la posibilidad de que disminuya la temperatura del agua.

El gráfico siguiente muestra el comportamiento hidráulico del sondaje y posible comportamiento del centro impulsor: que es la fuente energética que hace posible el afloramiento del agua geotermal.



## DIAMETRO EN EL SONDAGE



| CARACTERISTICAS DEL SONDAJE ACTUAL                       | CAUDAL       |
|----------------------------------------------------------|--------------|
| Los primeros 591.65 mts. tienen un $\varnothing = 60$ mm | 7.2 lts/seg. |
| Los restantes 159.25 m. tienen un $\varnothing = 48$ mm  |              |

| PERFORACIONES                                       |                   | Mínimo<br>Lts/seg. | Máximo<br>Lts/seg. |
|-----------------------------------------------------|-------------------|--------------------|--------------------|
| Todos los 750,9 m. a<br>un $\varnothing = 60$ mm.   | Incremento        | 1,1                | 1,45               |
|                                                     | $\Delta Q$        |                    |                    |
|                                                     | Nuevo Caudal<br>Q | 8,3                | 8,65               |
| Todos los 750,9 m. a<br>un $\varnothing = 72,7$ mm. | Incremento        | 4,0                | 6,8                |
|                                                     | $\Delta Q$        |                    |                    |
|                                                     | Nuevo Caudal<br>Q | 11,2               | 14,0               |

## 8. CONCLUSIONES FINALES:

8.1 La humedad absoluta no influye demasiado a la densidad y calor específico del aire, pero si la temperatura.

8.2. La sustracción o adición de calor por parte de la roca, es un efecto menor en nuestro caso, o sea, se puede despreciar.

8.3. Se debe instalar un estanque receptor de agua antes de una bomba, asegura la buena operación de ésta y además sirve de control para el agua geotermal.

8.4. Para alturas manométricas elevadas se debe determinar el efecto de ariete. Esta interviene en la elección de la calidad y accesorios de la tubería.

8.5. Cuando la bomba se instala sobre un nivel de agua, se debe determinar su altura geodésica máxima admisible de aspiración, para evitar el fenómeno de cavitación.

8.6. Al estudiar la aislación térmica en tuberías, basta considerar la transmisión por conducción para solucionar el problema, despreciando otros factores.

8.7. La forma más práctica y tradicional para transmitir calor del agua al aire, es por medio de radiadores.

8.8. Para la mayor durabilidad de los radiadores se debe tener un sumo cuidado con la calidad del agua (debe ser agua blanda).

8.9. Si se requiere mayor calor, el camino más económico es recuperarlo del agua geotermal, aumentando su flujo, esto se logra aumentando el diámetro del sondeo.



8.10. La realización de este proyecto se justifica plenamente, -  
porque su estudio técnico-teórico y económico así lo demuestran.

## A N E X O 1

### Diámetro Económico de la Tubería:

Un forma práctica para determinar el diámetro económico de una tubería de acero, es la siguiente:

$$D = 8,79 \cdot \frac{G^{0,45}}{\rho^{0,31}}$$

donde : D : Diámetro de la tubería en mm.  
 G : Flujo masico,  $G = 25.712,64 \text{ kg/hr.}$   
 $\rho$  : Densidad del fluido,  $\rho = 992 \text{ kg/m}^3$

Diámetro económico  $D = 99,91 \text{ mm} \approx 4" (101,6 \text{ mm})$

### Efecto de Ariete:

Es la sobre presión que se produce en la tubería al ponerse en - marcha o al detenerse la bomba, y para grandes alturas manométricas, es tal este efecto que interviene en la calidad, acoplamiento y dispositivos de seguridad (válvulas de retención) de la tubería, por esto determinaremos la magnitud de este efecto:

#### - Velocidad de Propagación de la Onda de presión:

##### Antecedentes:

Peso específico del agua,  $w = 992,10^{-6} \text{ kg/cm}^3$

Aceleración de gravedad,  $g = 981 \text{ cms/seg}^2$

Módulo de elasticidad del agua,  $k = 2,07 \times 10^4 \text{ kg/cm}^2$

Módulo de elasticidad del acero,  $E = 2,1 \times 10^4 \text{ kg/cm}^2$

Diámetro interior de la tubería,  $D = 10,16 \text{ cms.}$

Espesor de la tubería,  $e = 0,6 \text{ cms.}$

Coefficiente de anclaje,  $C_1 = 0,91$

Aplicamos la ecuación de John Parmakian para la velocidad de - propagación de la onda de presión:

$$a = \left[ \frac{1}{\frac{w}{g} \cdot \left( \frac{1}{K} \frac{D \times C_1}{E \times e} \right)} \right]^{1/2}$$

velocidad de la onda  $a = 133.308,53 \text{ cms/seg. o } 1.333,08 \text{ mts/seg.}$

#### - Curva característica de la tubería:

##### Antecedentes:

Largo de la tubería,  $L = 576,5 \text{ m}$

Largo equivalente (fitting),  $Le = 98 \text{ m.}$   
 Diámetro de la tubería,  $D = 0,1016 \text{ m.}$   
 Aceleración de gravedad,  $g = 9,81 \text{ m/seg}^2$ .  
 Factor de fricción de la tubería,  $f = 0,0193$   
 Altura Geodésica,  $H_{\text{geo}} = 421,5 \text{ m.}$

Aplicamos la siguiente ecuación para determinar la resistencia - característica de la tubería cuando el diámetro es constante y la aspiración del fluido se hace desde un estanque:

$$R = \left[ 1 + f \cdot \frac{(L + Le)}{D} \right] \cdot \frac{8}{\pi^2 \times g \times D^4} ; \text{ en } \text{seg}^2/\text{m.}$$

Resistencia  $R = 100.130,94 \text{ seg}^2/\text{mts}^5$

luego, aplicamos la siguiente ecuación que nos entrega la curva característica de la tubería:

$$H = H_{\text{Geo}} + R \times Q^2 ; H \text{ en m. y } Q \text{ en m}^3/\text{seg.}$$

curva característica:  $H = 421,5 + 100.130,94 \times Q^2$ , y se grafica.

- Curva característica del equipo de bombeo.

Esta información la entrega el catálogo de las bombas seleccionada, nuestro caso: dos bombas en serie de 7. Etapas cada una, la característica es la siguiente:

#### CARACTERISTICA SEGUN CATALOGO

$$N_o = 2.960 \text{ RPM.}$$

| $Q_o$<br>Lts/min. | $H_o$<br>Metros |
|-------------------|-----------------|
| 0                 | 490,0           |
| 100               | 485,3           |
| 200               | 472,7           |
| 300               | 457,3           |
| 400               | 438,6           |
| 500               | 410,6           |
| 600               | 364,0           |

Y se grafica.

- Inclinación de las rectas de Allievi:

Antecedentes:

Velocidad de la onda de presión,  $a = 1.333,08 \text{ m/seg.}$



Aceleración de gravedad,  $g = 9,81 \text{ m/s}^2$   
 Sección de la tubería,  $A = 8,107 \times 10^{-3} \text{ m}^2$

Aplicamos la siguiente ecuación, que entrega la inclinación de las rectas de Allievi:

$$\text{tg } \alpha = \frac{1}{60.000} \times \frac{a}{g \times A} ; \text{ en m/lts/min.}$$

inclinación  $\text{tg } \alpha = 0,279367 \text{ m/lts/min.}$

- Momento de inercia del conjunto motor - bomba:

Esta información generalmente no aparece en catálogo, por lo que se propone la siguiente forma de evaluar este efecto:

Antecedentes:

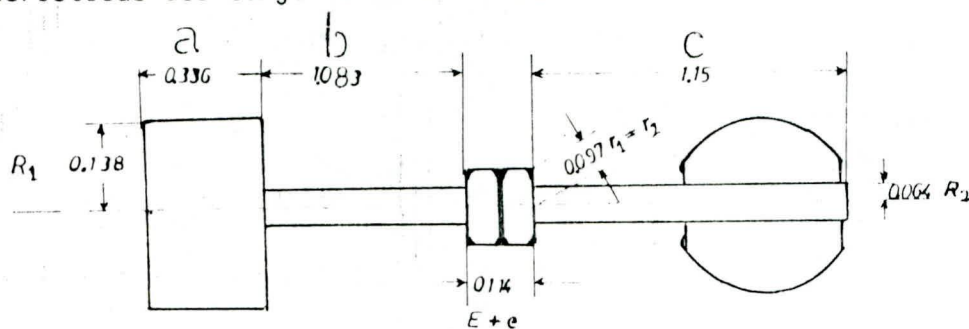
Densidad del agua,  $\rho_{H_2O} = 992 \text{ Kg/m}^3$

Densidad del impulsor,  $\rho_{\text{impulsor}} = 7.850 \text{ Kg/m}^3$

Densidad del eje,  $\rho_{\text{eje}} = 7.850 \text{ Kg/m}^3$

Densidad teórica de la bomba,  $\rho_{\text{Bomba}} = 3.751,8 \text{ Kg/m}^3$

Características del conjunto motor-bomba



Ecuación aplicada:

$$I = W \times K^2 = \left[ \rho_{\text{Bomba}} \times a \times R_1^4 + \rho_{\text{eje}} \times (b+c) \times R_2^4 + \rho_{\text{polea}} \times E \times \left( r_1^4 + \rho_{\text{polea}} \times e \cdot r_2^4 \right) \right] \cdot \frac{\pi}{2}$$

$I \text{ en Kg} \cdot \text{m}^2$

Inercia de una bomba es  $W \cdot K^2 = 0,8715 \text{ Kg} \cdot \text{m}^2$

Inercia de dos bombas en serie es  $W_1 \cdot K^2 = 1,743 \text{ Kg} \cdot \text{m}^2$

- Determinación de los puntos  $B_x$  por donde pasan las rectas de Allievi,  $B_x = (Q_x, H_x, W_x)$ :

La determinación de estos puntos ( $B_x$ ) es un método iterativo (X).

Antecedentes:

Velocidad angular de la bomba,  $N_o = 2,960$  RPM.  
 Rendimiento (según catálogo),  $\eta = 54\%$   
 Altura manométrica de operación,  $H_o = 428,5$  m.  
 Caudal de agua de operación,  $Q_o = 7,6 \times 10^{-3}$  mts<sup>3</sup>/seg.  
 Peso específico del agua,  $w = 992$  Ko/m<sup>3</sup>  
 Longitud de la tubería,  $L = 576,5$  mts.  
 Momento de las partes rotatoria de la bomba,  $W \times K^2 = 1,743$  Kg-m<sup>2</sup>  
 Aceleración de gravedad,  $g = 9,81$  m/seg<sup>2</sup>.  
 Velocidad de la onda de presión,  $a = 1.333,08$  m/seg.

Aplicamos las siguientes ecuaciones:

$$W_o = \frac{2 \times \pi \times N_o}{60} ; \text{ en radianes/seg.}$$

$$E_o = \frac{w \times Q_o \times H_o}{\eta} , \text{ en (Kg-mts)/seg.}$$

$$T = \frac{2 \times L}{a} ; \text{ en seg.}$$

donde:  $W_o$  : velocidad angular,  $W_o = 309,97$  rad./seg.  
 $E_o$  : energía absorbida por la bomba,  $E_o = 5.982,5$  (Kg-mts)/seg.  
 $T$  : Tiempo de reflexión de la onda,  $T = 0,865$  seg.

Luego  $B_o$  es:

$$\begin{aligned} Q_o &= 7,6 \times 10^{-3} \text{ m}^3/\text{seg.} \\ H_o &= 428,5 \text{ m.} \\ W_o &= 309,97 \text{ rad/seg.} \end{aligned}$$

Punto  $B_1$

Aplicaremos la siguiente ecuación para determinar la nueva velocidad angular y generar la curva característica de esta velocidad angular:

$$W_1 = \left( W_o^2 - \frac{2 \times T \times g \times E_o}{W \times K^2} \right)^{1/2} \text{ en rad/seg.}$$

nueva velocidad angular es  $W_1 = 194$  rad/seg.

La nueva curva característica se genera a partir de las siguientes ecuaciones:

$$Q_1 = \left( \frac{W_1}{W_o} \right) \times Q_o ; H_1 = \left( \frac{W_1}{W_o} \right)^2 \times H_o$$

---

 CARACTERISTICA POR CAMBIO DE VELOCIDAD
 

---

$$N_x = W_1 = 194,50 \text{ Rad/seg.}$$


---

$$\left( \frac{W_1}{W_0} \right) \times Q_0 = Q_1$$

$$\left( \frac{W_1}{W_0} \right)^2 \times H_0 = H_1$$

Lts/min.

mts.

|        |   |     |   |        |
|--------|---|-----|---|--------|
| 0,6275 | x | 0   | = | 0      |
| 0,6275 | x | 100 | = | 62,75  |
| 0,6275 | x | 200 | = | 125,5  |
| 0,6275 | x | 300 | = | 188,25 |
| 0,6275 | x | 400 | = | 251,00 |
| 0,6275 | x | 500 | = | 313,73 |
| 0,6275 | x | 600 | = | 376,50 |

|              |   |       |   |       |
|--------------|---|-------|---|-------|
| $(0,6275)^2$ | x | 490   | = | 192,4 |
| $(0,6275)^2$ | x | 485,3 | = | 191,1 |
| $(0,6275)^2$ | x | 472,7 | = | 186,1 |
| $(0,6275)^2$ | x | 457,3 | = | 180,0 |
| $(0,6275)^2$ | x | 438,6 | = | 172,7 |
| $(0,6275)^2$ | x | 410,6 | = | 161,7 |
| $(0,6275)^2$ | x | 364,0 | = | 143,3 |

---

Estos puntos se grafican y a partir del punto  $B_0$  trazamos la recta de Allievi, cuya pendiente es  $\text{tg } \alpha = 0,279367 \text{ m/lts/min.}$  hasta cortar la curva  $Q - H$  de  $W_1$ , cuyo punto será  $(Q_1, H_1)$  la cual da forma a  $B_1 = (Q_1, H_1, W_1)$ .

Según el gráfico,  $B_1$  no existe ya que la recta corta el eje  $H$ , - lo que indica que en la primera iteración encontramos nuestra solución - (ver gráfico). Si no hubiese ocurrido esto, el método continua de la siguiente manera: A partir del punto  $B_1$ , se traza una recta cuya pendiente es  $-\text{tg } \alpha$  hasta cortar la curva  $Q-H$  de la tubería, por este punto se traza otra recta de pendiente  $\text{tg } \alpha$  hasta cortar la curva  $Q - H$  de la tubería, por este punto se traza otra recta de pendiente  $\text{tg } \alpha$  hasta cortar la curva  $Q - H$  correspondiente a  $W_2$ , la cual se calcula a partir del punto  $B_1$  de la siguiente manera:

$$W_2 = \left( W_1^2 - \frac{2 \times T \times g \times E_1}{W K^2} \right)^{1/2}, \text{ en rad/seg.}$$

en que:

$$E_1 = \frac{W \times Q_1 \times H_1}{\eta}, \text{ en (kg.mt)/seg.}$$

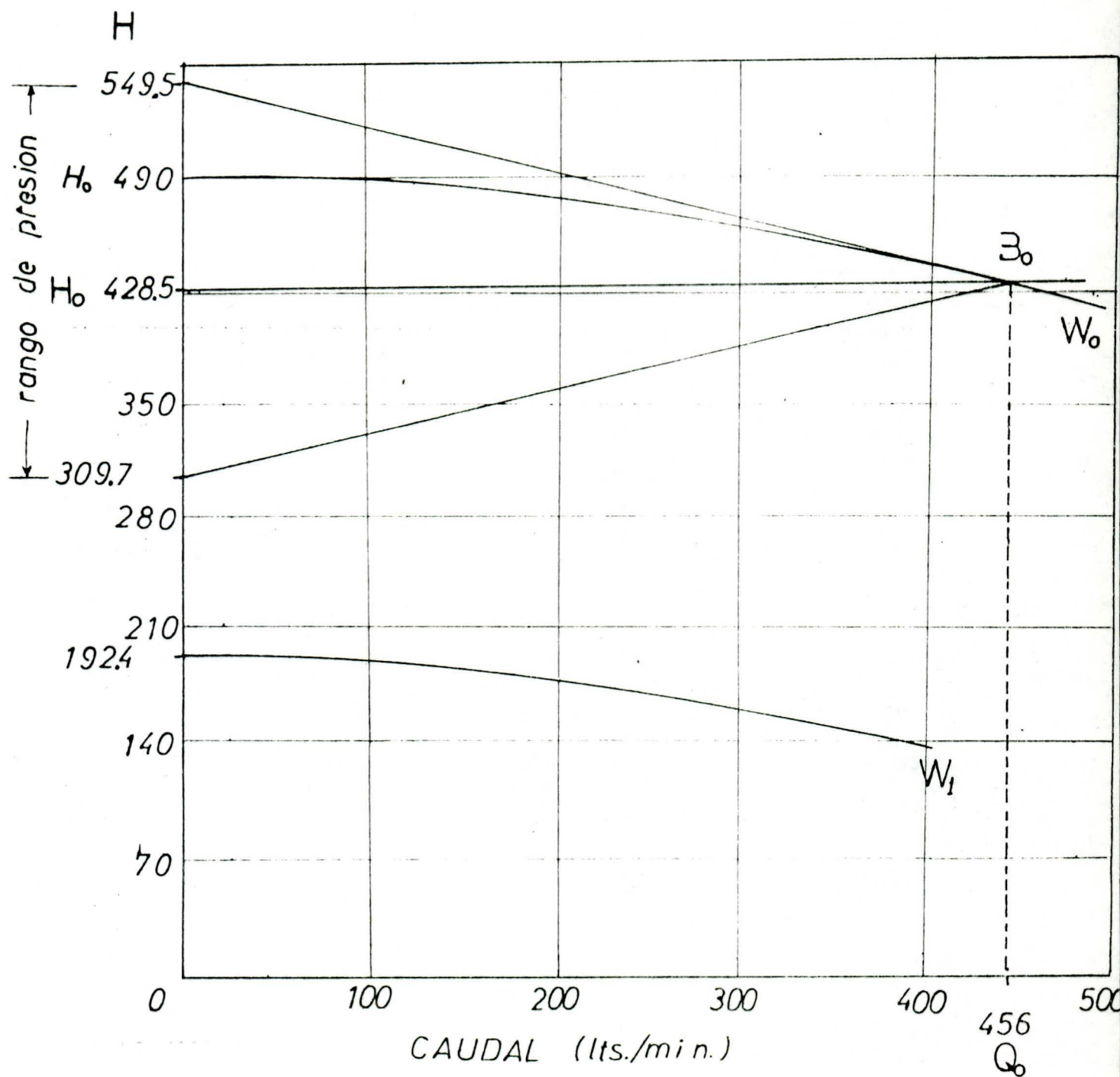
y así sucesivamente.

Escala gráfico:

$H : 16 \text{ cms.}$   
 $Q : 16 \text{ cms.}$   
 $\text{tg } \alpha : 1$

$560 \text{ m.}$   
 $500 \text{ Lts/min.}$   
 $1,12 \text{ m. (lts/min).}$





Resultados: El método considera una válvula de retención a la salida de la bomba, resistencia de la tubería e -- inercia.\*

Presión máxima = 549,5 mts. de columna de agua o líquido.  
 Presión mínima = 309,7 mts. de columna de agua o líquido.

## A N E X O    2

### Elección de la Bomba:

Para la elección de la bomba el factor que en definitiva selecciona la bomba es la altura manométrica la altura manométrica total dado un caudal de fluido.

La altura manométrica debe considerar la zona de aspiración y presión con sus respectivas pérdidas de carga.

Existen además otros factores que no dejan de ser importantes en esta elección, por lo cual hay que informarlos, y son:

- Datos de servicio (disposición de acuerdo a un esquema con sus medidas, como altura geodésica, etc.).
- Finalidad a que se destina la bomba.
- Característica del líquido a elevar (análisis del fluido, temperatura, etc.).
- Accionamiento:
  - Si es electro-motor (tipo de corriente, frecuencia HZ, tensión, etc.).
  - Si es correa (polea motriz, diámetro, ancho y velocidad angular).
- Observaciones económicas (Número de horas de trabajo, precio de la corriente, etc.).
- Efecto de Ariete (para recomendar dispositivo de seguridad).
- Y otros factores.

### Determinación de la Altura Manométrica:

#### Nomenclatura:

|                |   |                                        |
|----------------|---|----------------------------------------|
| Ho             | : | Altura manométrica                     |
| E              | : | Energía puntual                        |
| P <sub>T</sub> | : | Pérdidas de carga en la tubería        |
| Pin            | : | Pérdidas de carga en el intercambiador |
| Z              | : | Altura Geodésica                       |
| Es             | : | Energía Estática                       |
| P              | : | Presión estática manométrica           |
| w              | : | Peso específico del fluido             |
| Ed             | : | Energía dinámica                       |
| V              | : | Velocidad lineal del fluido            |
| g              | : | Aceleración gravitacional              |
| f              | : | Factor de fracción de la tubería       |
| L              | : | Largo de la tubería                    |
| Le             | : | Largo equivalente (Fitting)            |
| D              | : | Diámetro de la tubería                 |

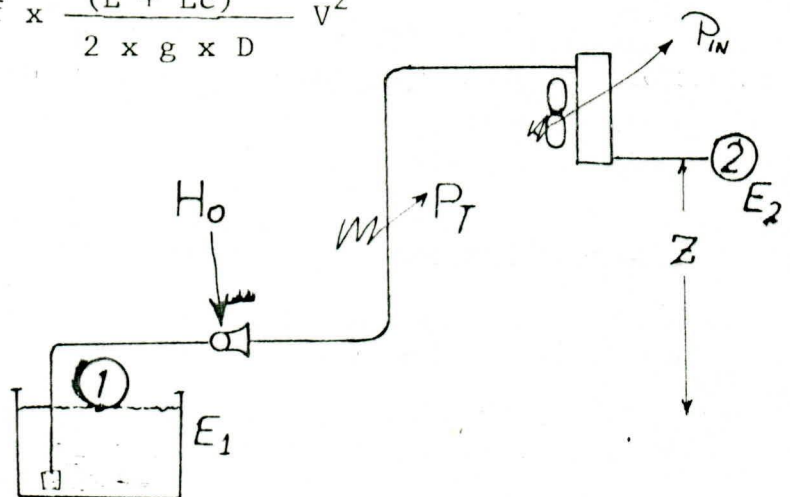
#### Igualdades Importantes

$$E = Es + Ed ; Es = \frac{P}{w} ; Ed = \frac{V^2}{2 \cdot g}$$



$$P_T = f \times \frac{(L + L_c)}{2 \times g \times D} V^2$$

ESQUEMA



$$\text{Balance : } E_1 + H_o = E_2 + P_T + Z + P_{in}$$

$$H_o = E_2 - E_1 + P_T + Z + P_{in}$$

---


$$H_o = \frac{P_2 - P_1}{W} + \frac{V_2^2 - V_1^2}{2g} + f \frac{(L + L_c)}{2 \times g \times D} + Z + P_{in}$$


---

Antecedentes:

Presión atmosférica manométrica,  $P_2 = P_1 = 0 \text{ m.}$

Peso Específico del fluido,  $w = 992 \text{ Kg/m}^3$

Velocidad del fluido en el estanque,  $V_1 \approx$  Despreciable

Velocidad del fluido en el tubería,  $V_2 = 0,888 \text{ m/seg.}$

Aceleración gravitacional,  $g = 9,81 \text{ m/seg}^2$ .

Factor de fracción de la tubería,  $f = 0,0193$

Largo de la tubería,  $L = 576,5 \text{ m.}$

Largo equivalente,  $L_e = 98 \text{ m.}$

Diámetro de la tubería,  $D = 0,1016 \text{ m.}$

Altura geodésica,  $Z = 421,5 \text{ m.}$

Pérdidas de carga en los intercambiadores,  $P_{in} = 8,52 \text{ m.}$

Aplicamos la ecuación para la altura monemétrica:

$H_o = 435,21 \text{ m.}$  de columna de líquido.

Y como nuestro caudal es de 7,2 lts/seg. se entra al catálogo y se selecciona la bomba, la cual entrega el modelo y su rendimiento; la que servirá para determinar el motor de acuerdo a su potencia necesaria.



Antecedentes:

Caudal del fluido,  $Q = 7,2 \times 10^{-3} \text{ m}^3/\text{seg.}$

Altura manométrica,  $H_o = 435,21 \text{ m.}$

Peso específico del fluido,  $W = 992 \text{ Kg/m}^3$

Rendimiento,  $\eta = 54\%$

Aplicamos la siguiente ecuación para la potencia necesaria:

$$N_E = \frac{Q \times H_o \times W}{75 \times \eta} ; \text{ en HP métrico}$$

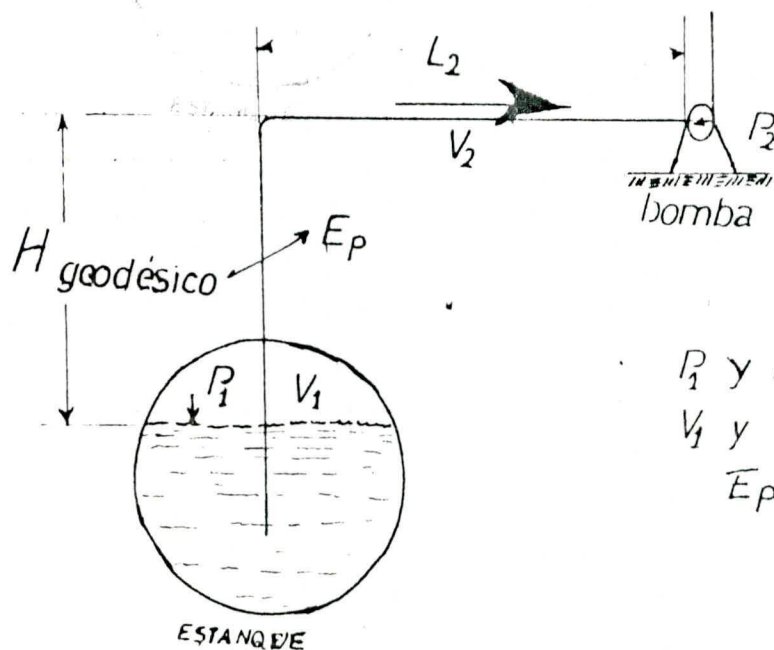
Potencia necesaria  $N_E = 76,75 \text{ HP métrico}$

Conclusiones: La bomba que satisface los requisitos y que además sirvió para otros cálculos en el estudio, es la que ofrece la empresa VOGT: - dos moto-bombas, modelo L-40 de 7 etapas, con motor WEG de 40 HP, 280 - volts, 50 HZ y 2.960 RPM cada una, puestas en serie.

A N E X O 3Altura de Aspiración:

Si en un punto cualquiera de la bomba desciende la presión hasta un valor límite, que es la tensión de vapor correspondiente a la temperatura del líquido. Se producen vacíos o burbujas de vapor y de gases disueltos; arrastrando aquellos por la corriente del líquido a una zona de presión más elevada, tales burbujas o vacíos se condensan bruscamente - originando el fenómeno de cavitación, lo cual genera caídas de potencia, marcha inestable, producción de ruidos, facilita la corrosión, etc. Por lo que hay que evitar este fenómeno.

Cuando la bomba debe ser instalada sobre un nivel de líquido (estanque), se debe tener muy en cuenta su altura de aspiración, esto da origen a determinar la altura geodésica máxima admisible de aspiración.

ESQUEMA

$P_1$  y  $P_2$  : presiones absolutas  
 $V_1$  y  $V_2$  : velocidades  
 $E_p$  : pérdidas

Antecedentes:

Peso Específico del Líquido a 41°C,  $W = 992 \text{ Kg/m}^3$

Altura atmosférica,  $H_{ATM} = 6,853 \text{ m. C.L.}$

Presión de vapor a 41°C ( 58,34 mm de Hg),  $P_v = 793,2 \text{ Kg/m}^2$

Presión manométrica del depósito de agua,  $P_{mano} = 0 \text{ Kg/m}^2$

Velocidad de salida del agua de la bomba,  $V_2 = 0,888 \text{ m/seg.}$

Diámetro de la tubería,  $D = 0,1016 \text{ m.}$

Largo equivalente (fitting),  $L_e = 28,8 \text{ m.}$

Longitud horizontal de la tubería,  $L_2 = 2 \text{ m.}$

Factor de fricción de la tubería de acero,  $f = 0,0193$

Aplicaremos la siguiente ecuación para determinar la altura geodésica máxima admisible de aspiración

$$H_{GEO.MAX.}^{Admisible} = \frac{-\frac{P_v}{W} + H_{ATM} - \left| \frac{P_{lmano}}{W} \right| - \frac{V_2^2}{2 \times g} - f \frac{V_2^2 \times (L_2 + L_e)}{2 \times g \times D}}{1 + f \times \frac{V_2^2}{2 \times g \times D}}$$

Condición:- Si  $P_{LABSOLUTO} > P_{ATM}$  el signo (-) de  $\left| \frac{P_{lmano}}{W} \right|$

se debe poner (+)

Si  $P_{LABSOLUTO} < P_{ATM}$  el signo (-) de  $\left| \frac{P_{lmano}}{W} \right|$

se mantiene

Altura de aspiración máxima admisible  $H_{GEO.MAX.}^{admissible} = 5,73 \text{ m}$

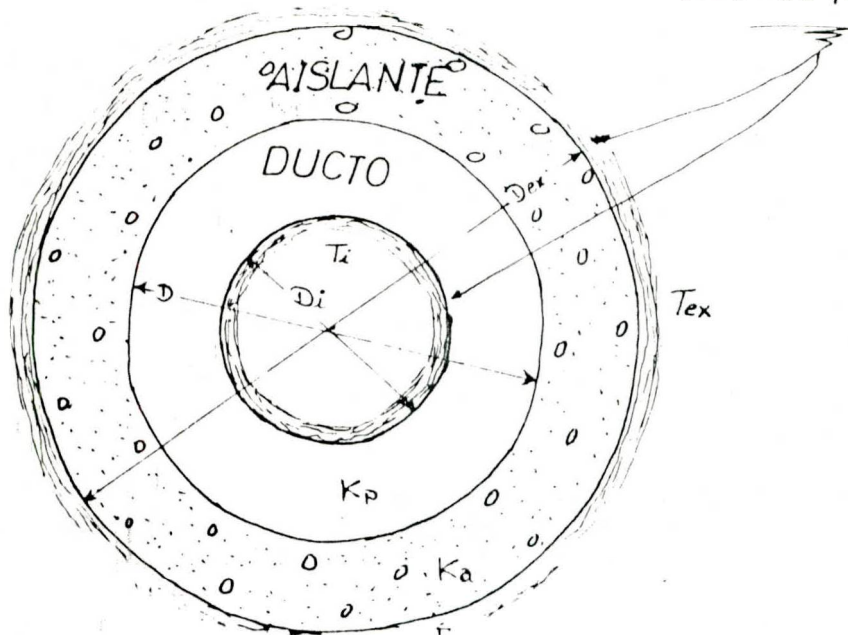
Conclusiones:

Como nuestro estanque tiene una profundidad de 3,5 m. se pondrá la bomba a un 1m. sobre el nivel superior del estanque, lo que suma 4,5 m.; altura suficiente por si hay que vaciarlo sin producir cavitación.

A N E X O 4Aislación:

El flujo de calor se transmite por conducción, convección y radiación. La aislación tiene por objetivo el de minimizar esta transmisión, por lo que el aislante debe tener un bajo coeficiente de conductividad térmica, sea aplicable a tuberías y resistente al ambiente minero.

Para probar según sus dimensiones la efectividad del aislante, - se recomienda utilizar la siguiente ecuación, para el caso de tuberías de pared curva:

ESQUEMA*efectos de películas* $T$  : temperaturas $D$  : diámetros $K$  : coeficientes de conductividad térmica

El efecto de película es una resistencia al paso del calor, y se forma cuando existe una sustancia sólida y adyacente a ésta, circula un fluido, para el caso nuestro se puede despreciar este efecto.

La resistencia que opone la tubería, por su escaso valor también se desprecia.

El calor perdido en el transporte es:

$$Q_p = \frac{(T_{IN} - T_{EX}) \times 2 \times \pi \times K_a \times Z}{\ln \left( \frac{D_{EX}}{D} \right)}$$

Antecedentes:

Temperatura del líquido,  $T_{IN} = 40,8^{\circ}\text{C}$

Temperatura ambiental,  $T_{EX} = 10^{\circ}\text{C}$

Diámetro exterior aislante,  $D_{EX} = 0,1906 \text{ m.}$

Diámetro exterior tubería,  $D = 0,1106 \text{ m.}$

Ancho Aislante ( $D_{EX} - D$ ) =  $0,04 \text{ m.}$

Coeficiente de conductividad térmica del aislante (aislapol)

$$K_a = 0,031 \cdot \frac{K_{cal} \times m.}{m^2 \times Hr. \times ^{\circ}\text{C}}$$

Largo de la tubería,  $Z = 577 \text{ m.}$



Calor perdido en el transporte  $Q_p = 6.360,1 \text{ Kcal/hr.}$

La gradiente de temperatura por efecto de la pérdida calórica es:

$$\Delta T = \frac{Q_p}{V_{H_2O} \times A \times \rho_{H_2O} \times C_{2H_2O}} \quad ; \text{ en } ^\circ\text{C}$$

Antecedentes:

Velocidad lineal del líquido,  $V_{H_2O} = 3196,8 \text{ m/hr.}$

Area del ducto,  $A = 8,107 \times 10^{-3} \text{ m}^2$

Densidad del líquido,  $\rho_{H_2O} = 992 \text{ Kg/m}^3$

Calor específico del líquido,  $C_{2H_2O} = 0,998 \text{ kcal/Kg } ^\circ\text{C}$

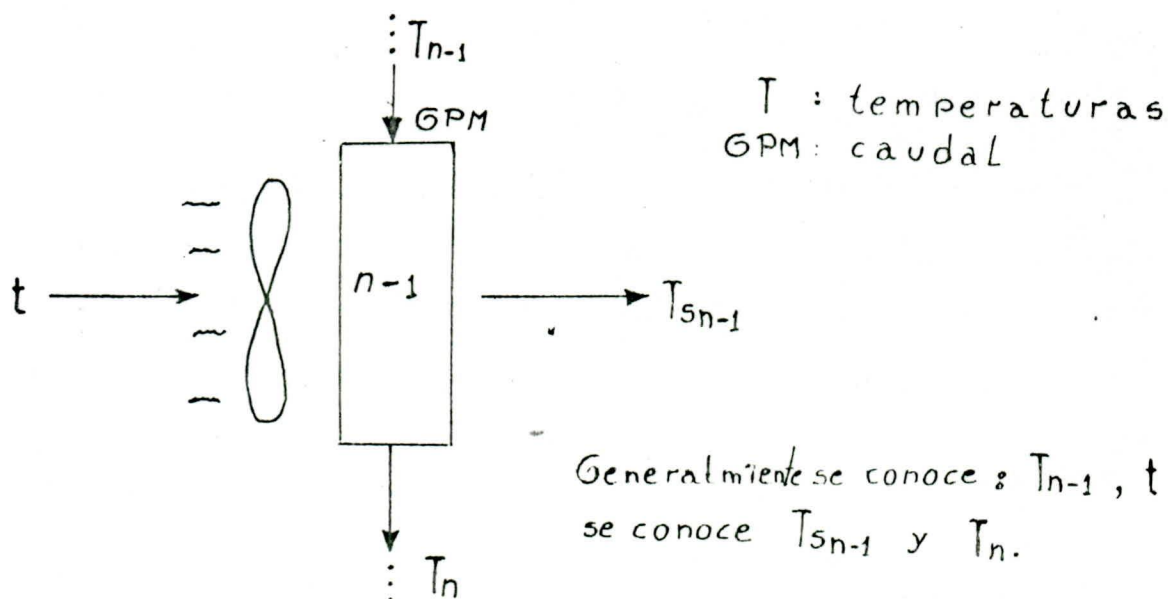
Gradiente de Temperatura,  $\Delta T = 0,248 ^\circ\text{C}$

Conclusión: El aislante recomendable es aislapol de 4 cms. de espesor, - ya que las pérdidas anteriores (estanque recepción) más las pérdidas en el transporte; no alcanzan los  $0,5^\circ\text{C}$  en todo el sistema, por lo que el líquido llegará a los intercambiadores con una temperatura de  $40,5^\circ\text{C}$  - aproximadamente.

## A N E X O 5

### Intercambiadores de Calor Agua-Aire:

Los intercambiadores de calor agua-aire utilizados; son los radiadores que fabrican la empresa norteamericana PERFEX (representantes - en Chile, radiadores Gallardo), y su catálogo será base de elección del o los modelos adecuados; con la variante que el seleccionador deberá elegir previamente el modelo (y su motor) y comprobarlo mediante el método que se propone a continuación:



La temperatura de salida del agua del radiador es:

$$T_n = \frac{(R_{n-1} - 1) \times T_{n-1} + 2 \times t}{(R_{n-1} + 1)}$$

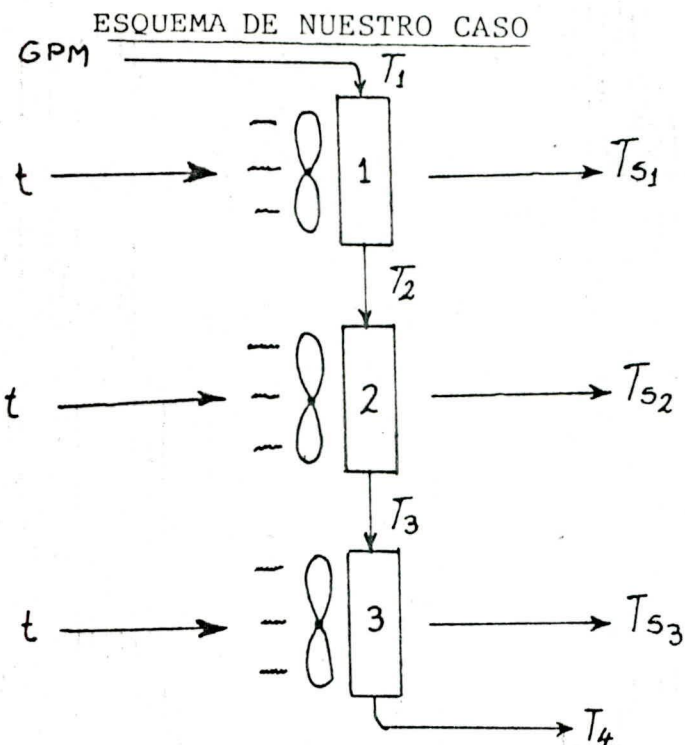
donde

$$R_{n-1} = \frac{1.660 \times \text{GPM}}{\text{Btu/min/100}^{\circ}\text{F} \cdot \Delta T \times F_c \times F_4} ; \text{ que es la característi-}$$

ca del radiador n-1

La temperatura de salida del aire del radiador es:

$$T_{s_{n-1}} = \frac{\text{GPM} (T_{n-1} - T_n) \cdot 112,9464}{V_{\text{aire}} \times \rho_{\text{aire}} \times C_{2_{\text{aire}}}} + t$$



Observación: La elección de estos tres radiadores obedece a un criterio ingeneril donde se consideran:

- Caudal disponible
- Consumo de energía
- Flujo de aire que permite pasar el ventilador
- Uniformidad en los modelos
- etc.

#### Radiador Elegido:

Modelo DDV - 130 de 7.5 HP

Factor de elección,  $\text{Btu/min/100}^{\circ}\text{F} \Delta T = 43.100_3 \text{ Btu/min.}$

Caudal de aire,  $V_{\text{aire}} = 32.500 \text{ CFM } (55.217,85 \text{ m}^3/\text{hr.})$

Flujo óptimo de agua = 170 GPM

Flujo máximo de agua = 427 GPM

Area de la cara =  $39 \text{ pies}^3$

Antecedentes para determinar la temperatura de salida del agua - del radiador ( $T_n$ ).

Caudal del fluido, GPM = 114,13 GPM = 114,13 GPM

Factor de elección, Btu/min/100°F  $\Delta T$  = 43.100 Btu/min.

Factor de corrección por altura, temperatura y anticongelante,  $F_c=0,784$

Factor de corrección por flujo óptimo,  $F_4 = 0,97$

Características del radiador  $R_1 = R_2 = R_3 = 5,7802$

Temperatura del líquido de entrada al radiador  $T_1 = 104^\circ\text{F}$

Temperatura ambiental o de entrada del aire,  $t = 11,3^\circ\text{F}$

Aplicamos la ecuación para  $T_n$  y tenemos:

$$T_2 = 76,65^\circ\text{F} ; T_3 = 57,35^\circ\text{F} ; T_4 = 43,78^\circ\text{F}$$

Antecedentes para determinar la temperatura de salida del aire del radiador ( $T_{s_{n-1}}$ ).

Caudal de fluido, GPM = 114,13 GPM

Temperatura del líquido de entrada al radiador,  $T_1 = 104^\circ\text{F}$

Temperatura del líquido del radiador 1 a 2,  $T_2 = 76,65^\circ\text{F}$

Temperatura del líquido del radiador 2 a 3,  $T_3 = 57,35^\circ\text{F}$

Temperatura del líquido a la salida del radiador 3,  $T_4 = 43,78^\circ\text{F}$

Caudal de aire,  $V_{\text{aire}} = 55.217,85 \text{ m}^3/\text{hr.}$

Densidad del aire,  $\rho_{\text{aire}} = 0,8452 \text{ Kg/m}^3$

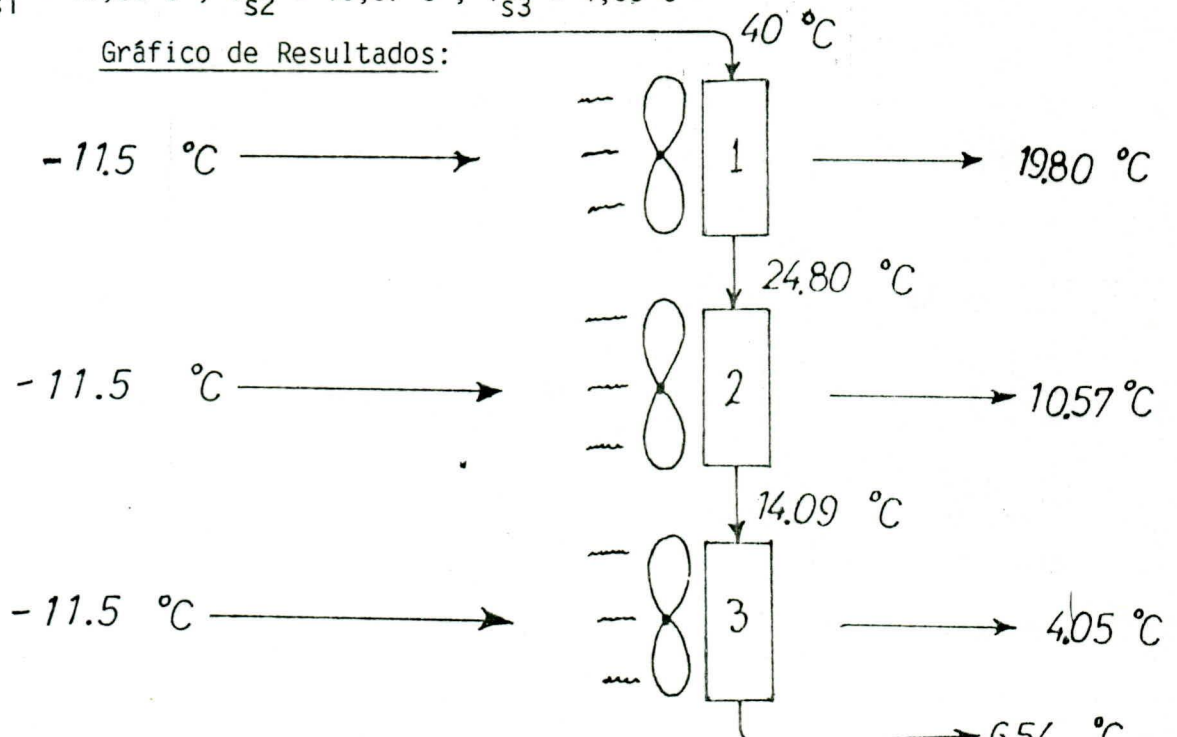
Calor específico del aire,  $C_{2_{\text{aire}}} = 0,2413 \text{ kcal/kg}^\circ\text{C}$

Temperatura ambiental o de entrada del aire,  $t = 11,5^\circ\text{C}$

Aplicamos la ecuación para  $T_{s_{n-1}}$  y tenemos

$$T_{s1} = 19,80^\circ\text{C} ; T_{s2} = 10,57^\circ\text{C} ; T_{s3} = 4,05^\circ\text{C}$$

Gráfico de Resultados:





Luego, el calor ganado por el aire viene dado por:

$$Q = V_{\text{aire}} \times \rho_{\text{aire}} \times C_{2_{\text{aire}}} \times \Delta T$$

Antecedentes:

Caudal de aire,  $V_{\text{aire}} = 55.217,85 \text{ m}^3/\text{hr.}$

Densidad del aire,  $\rho_{\text{aire}} = 0,8452 \text{ Kg/m}^3$

Gradientes de temperaturas

Radiador 1  $\Delta T = (19,8 - (-11,5)) = 31,3^{\circ}\text{C}$

Radiador 2  $\Delta T = (10,57 - (-11,5)) = 22,07^{\circ}\text{C}$

Radiador 3  $\Delta T = (4,05 - (-11,5)) = 15,55^{\circ}\text{C}$

Lo que da un calor ganado por el aire de  $= 776,142,8 \text{ kcal/hr.}$

BIBLIOGRAFIA:

- Faires, Termodinámica.
- John H. Perry. Manual del Ingeniero Químico, tomo I y II.
- Kidder-Parker, Manual del Arquitecto y del Constructor.
- H. Dubbel, Manual del Constructor de máquinas. Tomo II
- Catálogo Perfex, Intercambiadores de calor (radiadores).
- Sulzer, Fundamentos Hidráulicos para instalaciones con bombas centrífugas.
- J. Villanueva T. y C. Arroyo B. Recuperación Calórica de las -  
aguas geotermiales ubicadas bajo el nivel 19, en mina Río Blanco  
co, Marzo de 1981.
- L. Bravo Heitmann, Aislación Térmica, Cartilla de Difusión Co  
operativa Sodimac.

\* \* \* \* \*

DISENO EVOLUCION PROYECTO MINERO  
-----  
SISTEMA OPEN PIT

Autores : Sr. Gonzalo Castillo O.  
              Sr. Orlando Rojas V.

-----  
CENTRO DE INVESTIGACION MINERA Y METALURGICA







RESUMEN

G. Castillo (\*); O. Rojas (\*\*)

El cálculo y diseño de una cantera en la minería a rajo abierto es una actividad larga y laboriosa. En él influyen muchas variables de tipo técnicas, económicas, etc., las cuales le dan un carácter dinámico a dicho cálculo. Por lo tanto, se hace necesario contar con ciertas herramientas metodológicas y de cálculo que permitan al planificador de mina, poder analizar en forma rápida las variables alternativas de diseño del rajo.

En este trabajo se presenta un sistema de explotación mediante técnicas computacionales, el cual permite a la empresa minera evaluar en forma dinámica y rápida las alternativas de desarrollo de la mina.

---

(\*) Gonzalo Castillo O., Investigador Centro de Investigación Minera y Metalúrgica (C.I.M.M.).

(\*\*) Orlando Rojas V., Investigador Centro de Investigación Minera y Metalúrgica (C.I.M.M.).

## 1.- INTRODUCCION

El trabajo presentado está dividido en dos partes: una es de diseño manual de una cantera y la segunda parte es el diseño computacional.

La primera parte es mostrada en forma esquematizada, puesto que su metodología es ampliamente conocida. Es la segunda parte se entrega el diseño computacional, dándole un mayor énfasis al diseño lógico, ya que es la etapa que mejor muestra la metodología utilizada.

## 2.- DISEÑO MANUAL DE CANTERA

En el diseño técnico-económico del último nivel explotable, los parámetros más importantes que intervienen, son el talud del rajo final, razón límite económico de estéril a mineral (E/M) y la ley de corte.

### Objetivo:

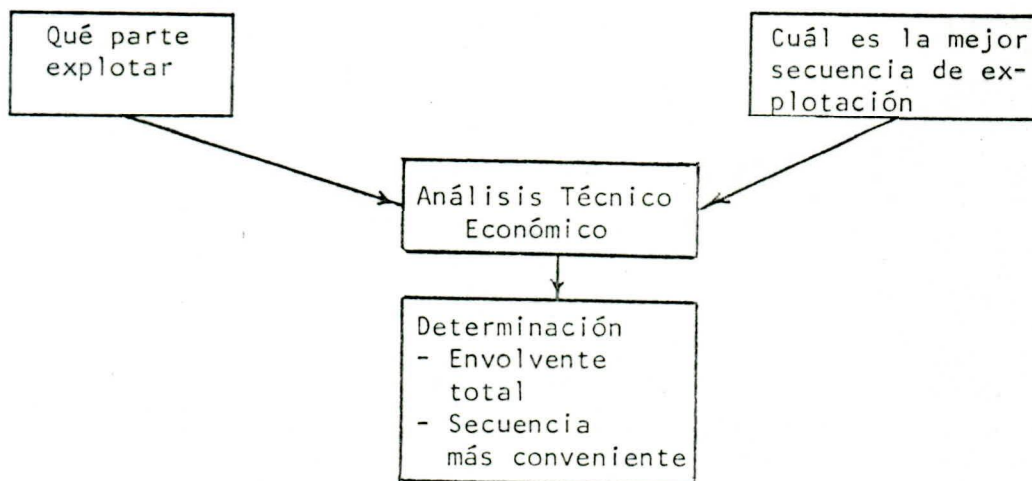
Los objetivos de elaborar el diseño de una cantera son básicamente:

- Medir rendimiento
- Mejorar la eficiencia.

### Metodología de Diseño Tradicional

#### 2.1 Búsqueda del Pit Final

Se define como pit final, la superficie que encierra todo el tonelaje a extraer durante la vida útil de la cantera. Para su diseño se puede proceder con los siguientes pasos:





## 2.2 Diseño del Rajo Final

Se ejecuta en la siguiente secuencia, operando con criterio de máxima rentabilidad:

Definido:

- Nivel Base
- Ancho Mínimo



Trazar por perfiles los límites tentativos del pit

- Nivel base trazado en plazo de límite reconocimiento geológico
- Ancho y largo mínimo del piso de acuerdo a dimensiones de los equipos de carguío y transporte



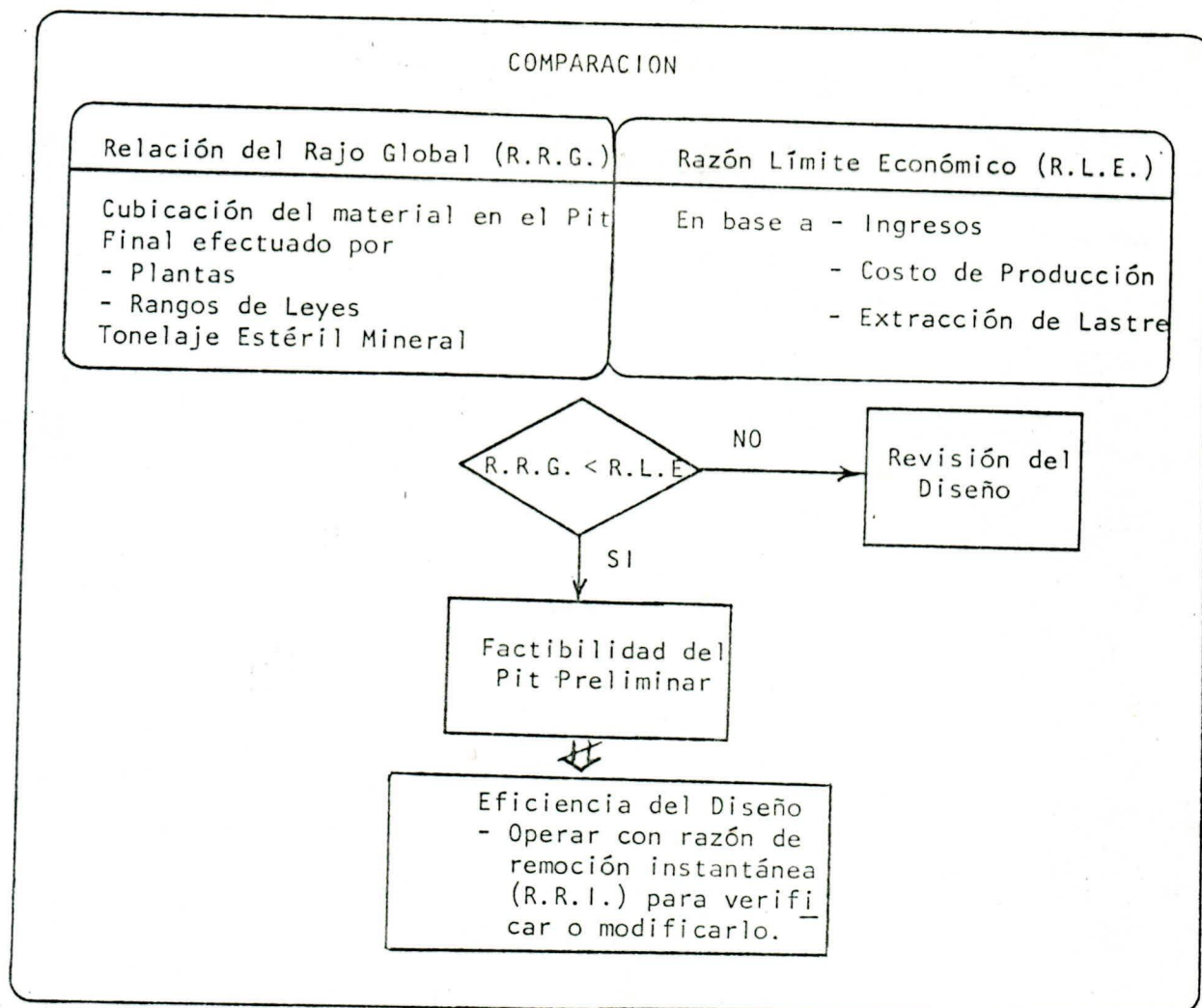
Proyección de límites de cada Planta

Altura del banco, dimensión son armónicos con tamaño y rendimiento del equipo de carguío

## 2.3 Corrección del Diseño

El análisis con RRI permite acercarse a la optimización del diseño, de su aplicación se obtiene el nivel base, ancho y largo del fondo del pit.

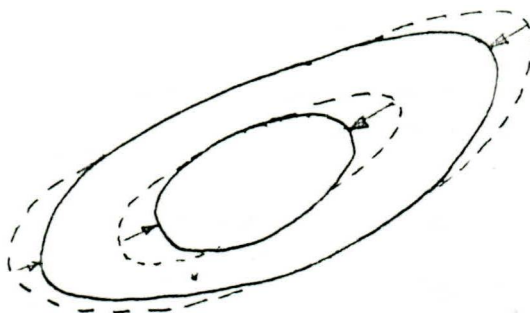
Las etapas seguidas para encontrar lo citado, se muestra a continuación:



Nivel Base

$$NB = \text{MAX} \left\{ \sum_{j=1}^n B_j(X) \right\}$$

Anchos y Largos Fondo del Pit



## 2.4 Traspaso a Subterráneo

$$L_3 = \frac{C_s - C_m}{A}$$

donde:

$L_3$  = Nuevo límite económico

$C_s$  = Costo mina subterránea (US\$/Ton.)

$C_m$  = Costo mina cielo abierto (sin lastre)

$A$  = Costo extracción lastre.

La R.R.G. generalmente  $< L_3$

### 2.4.1 Pit Final

### 2.4.2 Secuencia

## 2.5 Pit Intermedios

La representación de los planes de explotación se realiza por pit intermedios cuyos tonelajes de mineral satisfacen en forma aproximada a la producción requerida para un período de tiempo dado.

### Pit Intermedio

Producción requerida para  
un período de tiempo dado

- Planificación a mediano plazo
- Rectificación de la planificación de largo plazo.

## 2.6 Restricciones de Secuencia

Una vez definido el pit final y los pit intermedios, es necesario considerar las restricciones de la extracción operacional del mineral involucrado. Estas restricciones en general son del tipo físico-geométrico, técnico-operacionales y de política general.



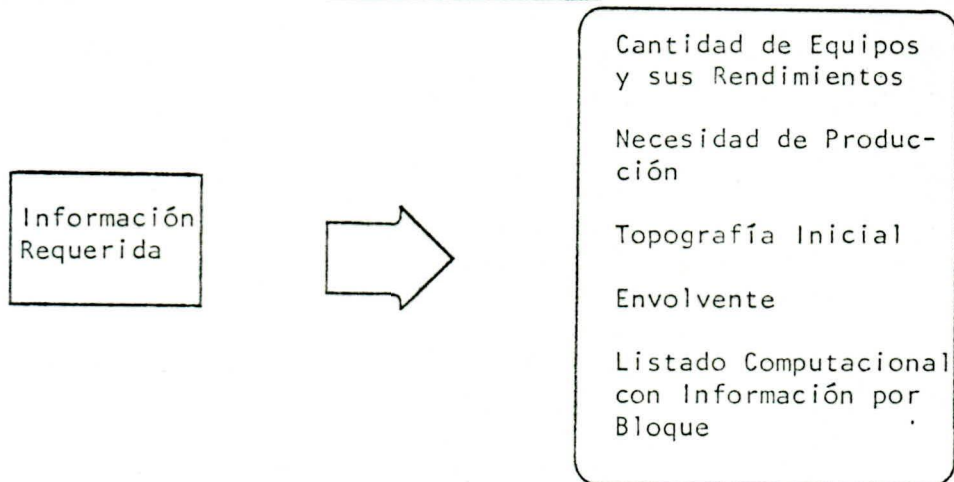
### Restricciones de Secuencia

- Tipo
- Físico Geométrico
  - Técnico Operacional
  - Política General
  - Taludes de Operación
  - Razón (E/M) parciales
  - Ley de alimentación planta
  - Caminos y radios de curvatura mínimo en los bancos
  - Tonelaje de mineral a la vista.

### 2.7 Plan de Secuencia

Para efectuar la extracción del mineral seleccionado, (incluido en los pit diseñados), es necesario contar con una planificación para optimizar el uso de recursos. Para ésto, se debe contar con la información que a continuación se describe:

#### Plan de Secuencia



#### Resultados

- Tonelaje de Mineral por Banco y por Período
- Ley de Alimentación
- Tonelaje de Estéril.

### 3.- TECNICA COMPUTACIONAL

Como se vió en los puntos anteriores, la metodología manual utilizada en el diseño de un Open Pit puede consumir una elevada cantidad de tiempo para su determinación.

Aprovechando las facilidades dadas por la computación e informática, ha sido posible desarrollar modelos computacionales referentes a diseños de pit, lo cual facilita enormemente la tarea del planificador de minas.

En los puntos siguientes se entrega una breve exposición de un sistema computacional de diseño y evaluación de un open-pit.

#### Estructura del Sistema

El sistema diseñado se ha dividido en 3 subsistemas que son:

- a) Subsistema de evaluación de recursos.
- b) Subsistemas de evaluación de reservas y diseño de las envolventes.
- c) Subsistema secuencia de explotación.

#### 3.1 Subsistema de Evaluación de Recursos

Este subsistema considera básicamente la etapa de procesamiento de la información original, el estudio estructural, la estimación de leyes y la construcción de un inventario de bloques mineralizados. El diseño lógico de este subsistema está esquematizado en la Figura N° 1.

La etapa de pre-procesamiento de la información está constituida por una serie de programas que ejecutan un análisis estadístico del conjunto de muestras y genera los archivos de muestras básicas (archivos maestros).

La etapa de análisis estructural del yacimiento comprende el estudio mediante variogramas, conjuntamente con la información geológica, para determinar isotropías, alcance, etc.

Las dos últimas etapas consisten en la discretización del yacimiento en bloques de dimensiones adecuadas que constituyen las unidades a ser evaluadas. Posteriormente, a cada una de estas unidades se le estima una ley mineral utilizando, alternativamente, el método IVOR, polígonos o Krigeage, de acuerdo a experiencia y capacidad física del computador.

Como resultado del subsistema se origina el inventario mineralizado de bloques, el cual contiene todos los bloques que componen el yacimiento, con sus respectivas leyes y características geológicas. Es almacenado en archivos para su uso en los subsistemas siguientes.

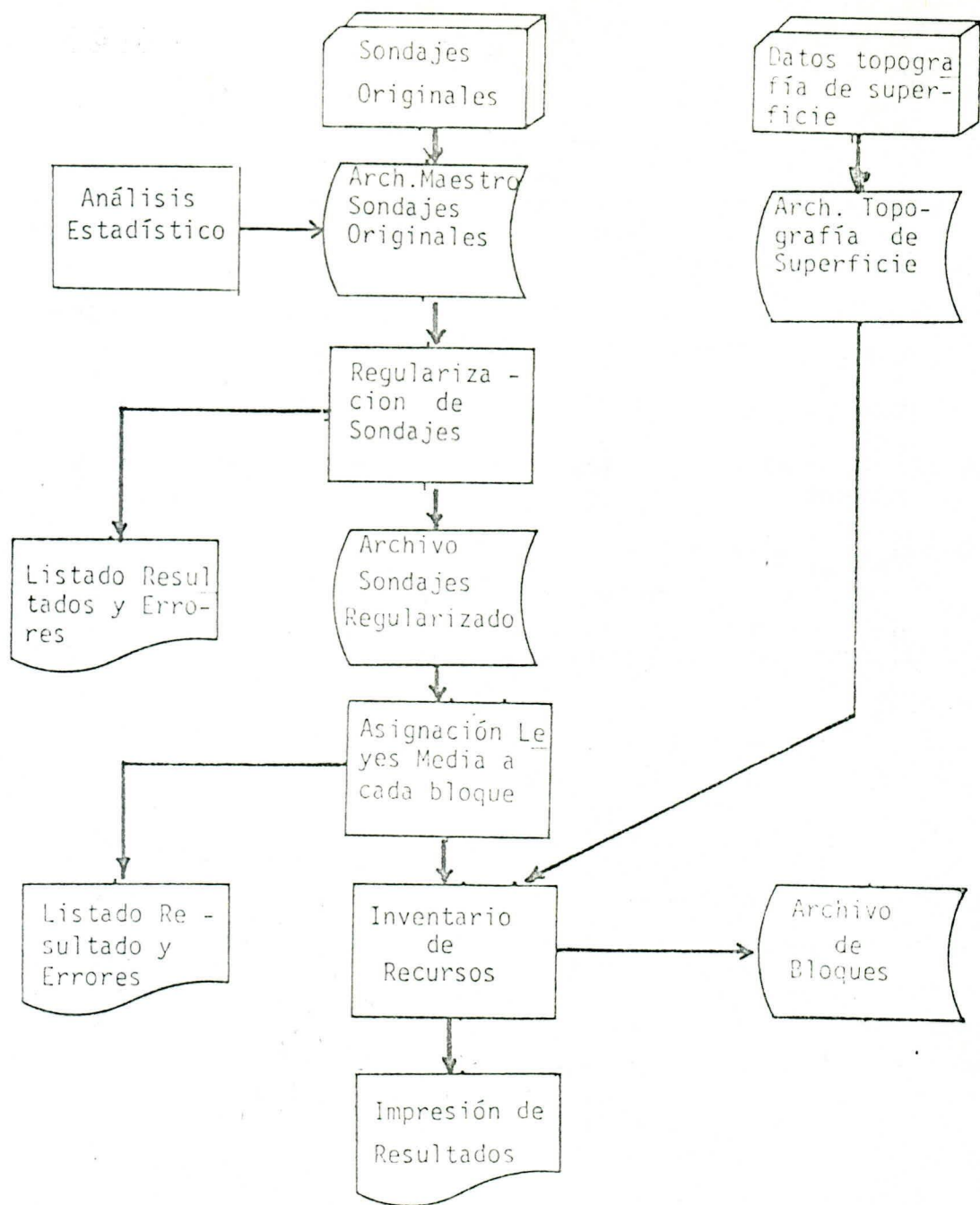


FIGURA N° 1.- Diseño Lógico Subsistema Evaluación de Recursos



### 3.2 Subsistema Evaluación de Reservas y Diseño de la Envolvente.

Tiene por finalidad la construcción de la envolvente del pit en base a la selección de bloques incluidos en el inventario de reservas y teniendo presente la restricción de talud y recuperación de bloques con máximo beneficio económico. El diseño lógico de este subsistema se muestra en la Figura N° 2.

Para efectuar lo anterior, se tiene en las dos primeras etapas, el cálculo de una ley de corte y la valorización económica de cada unidad de evaluación. Con ésto, es posible seleccionar del inventario mineralizado de bloques, aquellas unidades, cuya ley está sobre la ley de corte y que en conjunto forman el inventario de reservas del yacimiento.

Una vez determinado el inventario de reservas, se ejecuta el diseño de la envolvente del pit considerando las restricciones de talud, el valor de cada bloque y la topografía de la superficie. En breve, el programa de diseño del rajo toma cada bloque del área en estudio y traza un cono invertido hacia arriba, a partir de su centro y determina la utilidad. Si ésta resulta ser negativa, pasa al bloque siguiente y repite el proceso. En el caso de ser positiva simula la extracción del cono, actualiza la topografía a las mismas condiciones y pasa al bloque siguiente (Figura N° 4).

Como resultado de este subsistema es posible obtener planos, a diferentes niveles, del inventario de reservas y la topografía del pit final por bancos y/o global.

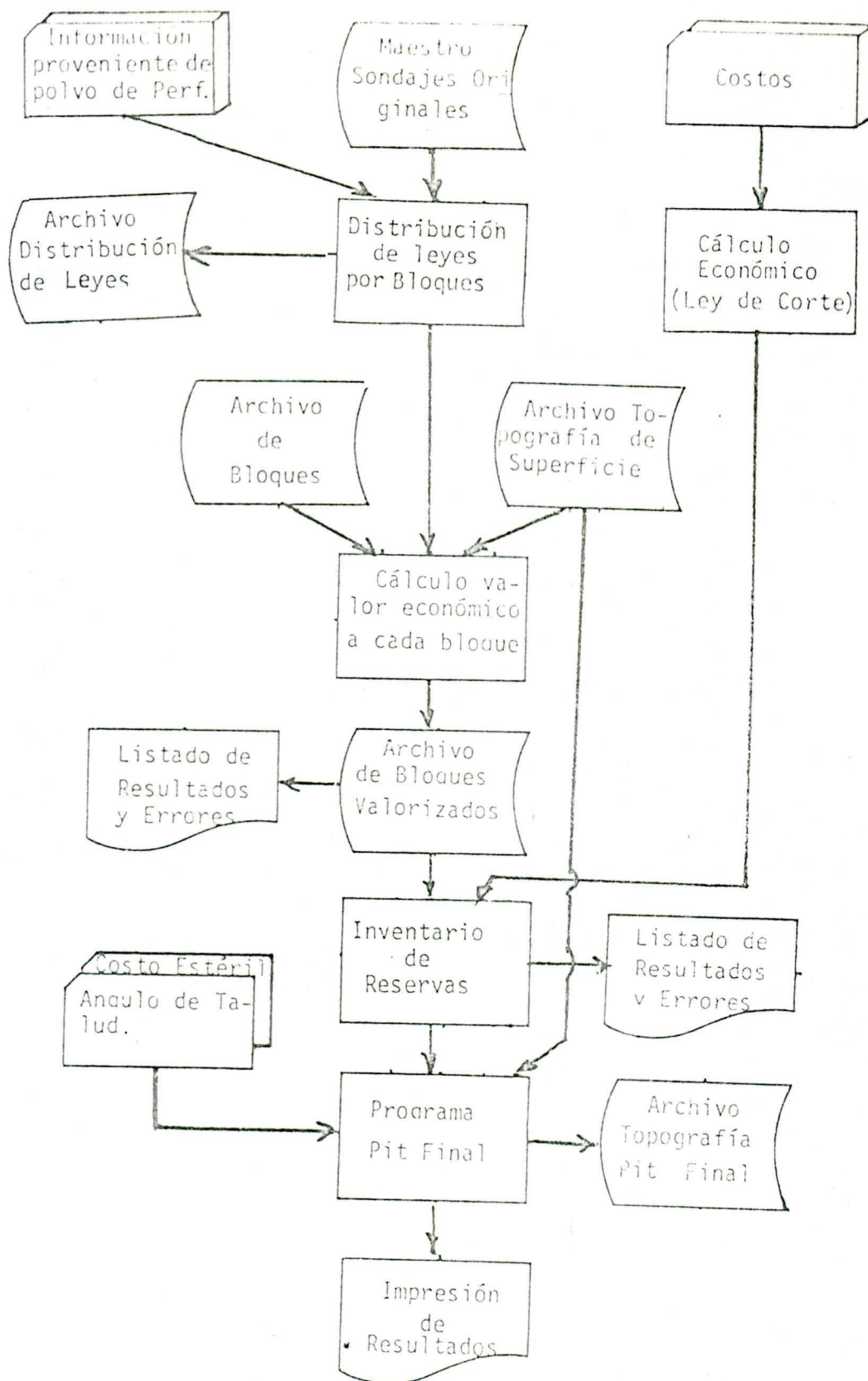


FIGURA N° 2.- Diseño Lógico Subsistema Evaluación de Reservas y Diseño de la Envolvente.

### 3.3 Subsistema Secuencia de Explotación

Una vez que se obtiene la envolvente final es necesario hacer el plan de secuencia de explotación, es decir, la programación de la ubicación de los diferentes equipos en función del tiempo.

En la primera etapa de este subsistema se determinan la cantidad de equipos en base a rendimientos y necesidad de producción. Luego, con la topografía inicial, la envolvente del pit y el ritmo de producción para una determinada ley de corte se definen las zonas que pueden abarcar cada equipo en un período de tiempo (mes, año).

En las etapas finales, una vez determinadas las zonas, se calculan los tonelajes de mineral y estéril por períodos y la ley de alimentación a planta.

Las ventajas ofrecidas por esta técnica computacional para evaluación de proyectos open-pit, tienen relación con la rapidez de la obtención de resultados y las facilidades de ejecutar análisis de sensibilidad de las distintas variables involucradas.

Otro beneficio adicional es el enfoque de sistemas, dado a la resolución de sistemas complejos como son los tratados en este trabajo, lo que implica un sistema integrado de programas y procedimientos computacionales interrelacionados entre sí, superando el enfoque por "agregación" comunmente utilizado, que presenta varias desventajas desde el punto de vista de procesamiento de la información.



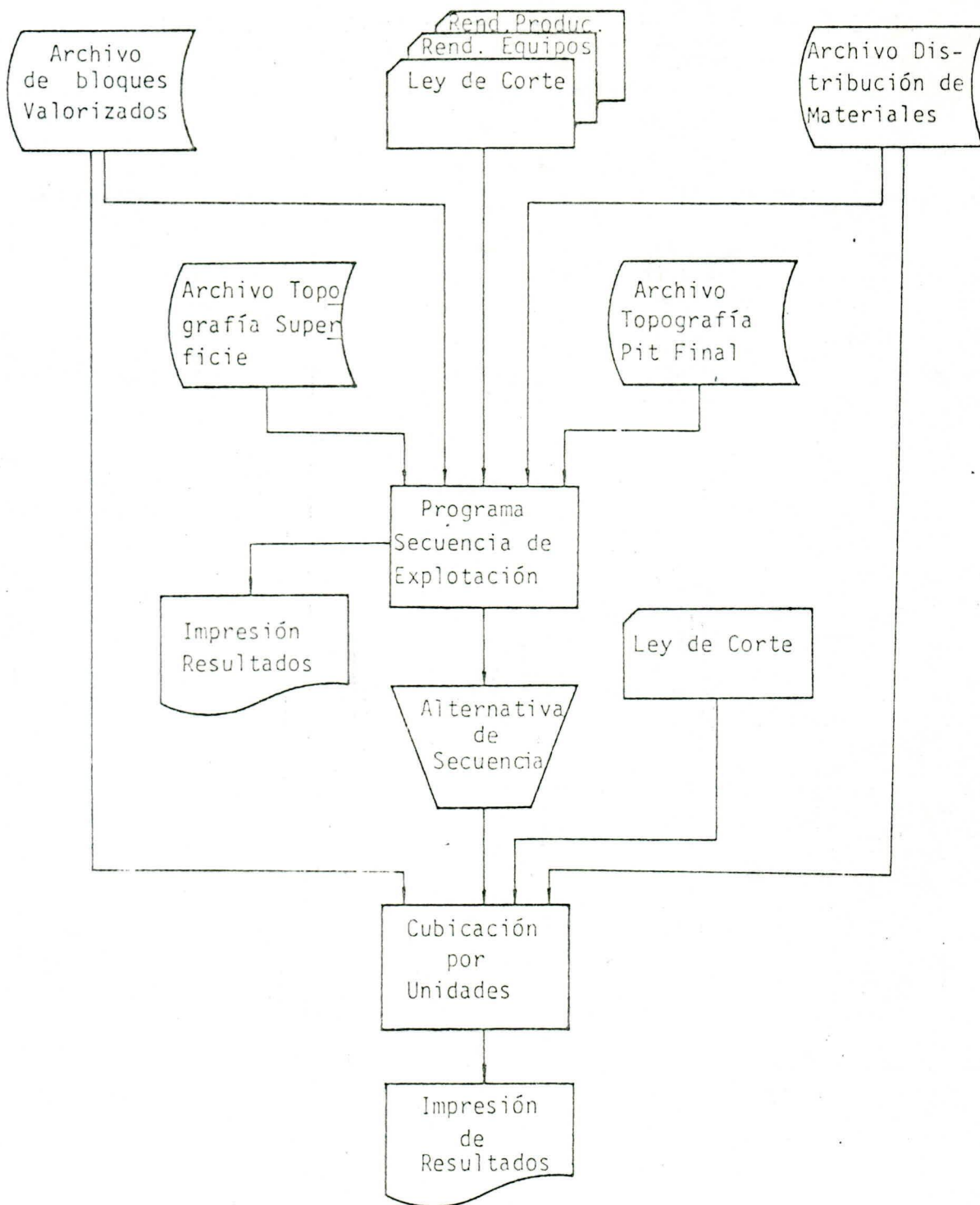
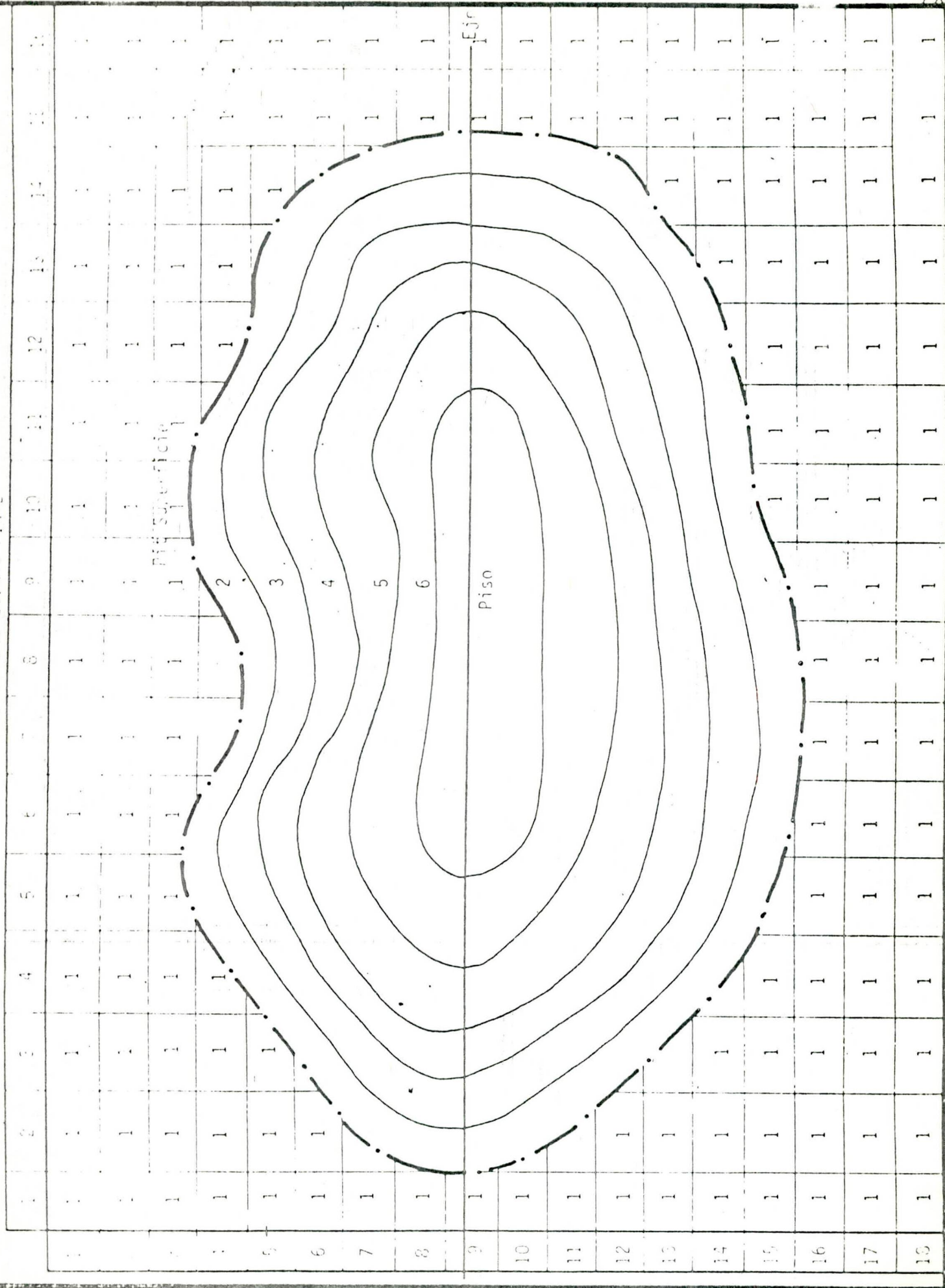


FIGURA N° 3.- Diseño Lógico Subsistema Secuencia de Explotación.



BIBLIOGRAFIA

- 1.- Pana, M.T., "The Simulation approach to open-pit design", Kennecott Copper Corporation Exploration Services - Systems and Data Processing Division Salt Lake City, Utah, March, 1965.
- 2.- Hastman, R.J., "A Three Dimensional Optimun Pit Program and a Basic for a mining Engineering System". The Pennsylvania State University, April 19, 1966
- 3.- Johnson, Thys B., Sharp, William R., "A Three Dimensional Dynamic Programing Method for optimal Ultimate Open-Pit Design", Denver, Colorado. U.S.B.M. RI 7553, 1971.
- 4.- Johnson, Thys B., "Optimun Open-Pit Mine Production Scheduling", University of California, Bercley, California, May, 1968.



EXPLOTACION DEL SALAR DE ATACAMA

Autores :

Comité de Sales Mixtas  
Corfo.

C O R F O



## INTRODUCCION

El Salar de Atacama, el mayor depósito salino del país, con una superficie del orden de 3.000 Km<sup>2</sup>, posee las reservas más grandes de litio actualmente conocidas y las mayores de potasio en sudamérica.

Este salar está ubicado en la provincia El Loa, II<sup>a</sup> Región, a una altura de 2.300 m.s.n.m. Considerando sólo el cuerpo central, de alrededor de 1.400 Km<sup>2</sup>, se han estimado las reservas de los elementos de mayor interés comercial en:

|                                             |                            |
|---------------------------------------------|----------------------------|
| Potasio                                     | 58,0 millones de toneladas |
| Magnesio                                    | 30,5 millones de toneladas |
| Boro (como H <sub>3</sub> BO <sub>3</sub> ) | 16,5 millones de toneladas |
| Litio                                       | 4,5 Millones de toneladas  |

El alto contenido de estos elementos en las salmueras ha atraído la atención y el interés de inversionistas extranjeros en explotar el Salar de Atacama.

El litio, como recurso natural no renovable y por sus perspectivas de uso a futuro, ha sido declarado como elemento no susceptible de concesión minera y se ha facultado a la Comisión Chilena de Energía Nuclear para autorizar la celebración de todo acto jurídico relativo al litio en el país, básicamente su comercialización.

Las reservas de potasio en el Salar de Atacama son marginales a las existentes en otros países productores (Canadá, URSS, las dos Alemanias), pero sin embargo son de un volumen adecuado para soportar un proyecto de explotación.

CORFO, a través del Comité de Sales Mixtas, ha participado en el desarrollo de dos proyectos, "Carbonato de Litio" y "Sales Potásicas y Acido Bórico". El primero se está materializando a través de la Sociedad Chilena de Litio Ltda. (CORFO y Foote Mineral Co.) y el segundo se encuentra en etapa de estudios de factibilidad terminados.

El objetivo de SCL es producir 14 millones de lb/año de carbonato de litio, con una inversión estimada de US\$ 60 millones. El proyecto Sales Potásicas y Acido Bórico contempla una producción anual de 500.000 ton. de LCL, 145.000 ton. de K<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> y 28.000 ton. de H<sub>3</sub>BO<sub>3</sub>. La inversión total se ha estimado en US\$ 165 millones. Este proyecto se ha realizado con la asesoría de la firma consultora norteamericana Saline Processors Inc.

## SOCIEDAD CHILENA DEL LITIO

Con fecha 13 de Agosto de 1980, CORFO y Foote Mineral



Co. Porción limitada y el control de la producción, respectivamente.

Se podrá producir solo una tonelada de litio metálico equivalente, las que se exportarán a partir de las salmueras existentes en su área de concesión (10.715 lts.). Además de comercializar litio, se podrá negociar también con los subproductos de magnesio que obtenga. No se contempla la producción de sales potásicas.

Esta sociedad tendrá un plazo inicial de 50 años, probable automáticamente por periodos de 5 años, hasta cumplir la producción autorizada. Por otra parte, durante ocho años contados desde su formación 12.5.80, ninguna otra empresa podrá recuperar litio de las pertenencias de COMRO en el Salar.

El proyecto contempla inicialmente la producción de 14.000.000 lb/año de carbonato de litio, pudiendo ir ampliando su capacidad o diversificándose a otros productos de litio, hasta completar la producción de las 200.000 toneladas.

Desde febrero de 1975 el Departamento de Geología de Boote Mineral Co. ha trabajado activamente en la evaluación de las reservas de litio y en la búsqueda de arcillas en el Salar de Atacama. Este trabajo fue realizado a través de evaluaciones geológicas en terreno, exploraciones geonómicas asistidas con helicóptero, estudios geológicos y perforación.

Las exploraciones han confirmado la existencia de una gran cantidad de salmueras ricas en litio. En la mayor parte del Salar las salmueras se caracterizan por un alto contenido de sulfato ( $1\% - 2\%$ ), mientras que en la parte suroeste del Salar y en la Península de Chépica se caracterizan por un alto contenido de calcio y bajo sulfato.

Por otra parte, durante más de cinco años, se llevó a cabo un extensivo programa de investigación para desarrollar el proceso más económico para extraer el litio de las salmueras del Salar.

El proceso Global (descrito en fig. 1) involucra el mezclado de dos salmueras, una rica en calcio con otra alta en sulfato. El mezclado de estas dos salmueras provoca la formación de yeso, eliminando así el sulfato. Esto permite aumentar la concentración de las salmueras por evaporación solar unas veinte veces sin que precipite litio, y a la vez resulta en la remoción del 90% del magnesio contenido en la salmuera original.

En seguida, en la planta de carbonato de litio, la salmuera concentrada es purificada, eliminándose el magnesio restante como carbonato e hidróxido. La salmuera final purificada

ficada, es tratada con carbonato de sodio para precipitar - el carbonato de litio.

El rendimiento global en litio, considerando pozas y planta, se estima en un 41% (50% en pozas y 82% en planta).

Se perforarán tres pozos que alimentarán de salmuera a las pozas de evaporación, con profundidades entre 30 y 50 m.

El área total de evaporación, dividida en 9 pozas, es de 218 acres ( $0.88 \text{ Km}^2$ ), toda ella recubierta con una membrana de PVC de 0,5 mm. colocada sobre una capa de arcilla de 14 cms. y grava de Chépica de 7 cms. La permeabilidad de estas arcillas está en el rango  $10^{-7}$  -  $10^{-8}$  cm/seg. La salmuera concentrada será transportada a la planta química, ubicada en La Negra (Antofagasta), vía camión y ferrocarril.

Ya se iniciaron los trabajos de construcción de pozas y está contemplado terminirlas, instalada la membrana plástica, a fines de Marzo de 1983.

En 1983 comienza la construcción de la planta para terminarla en Diciembre de 1983.

La producción de carbonato de litio está programada para ser iniciada en Agosto de 1984.

#### PROYECTO SALES POTASICAS Y ACIDO BORICO

Paralelamente a los estudios realizados por Foote - Mineral Co. en el Salar de Atacama, CORFO, con la asesoría de la firma especializada Saline Processors Inc., desarrolló un programa de trabajos en este Salar destinado a medir la potencialidad de sus recursos minerales y a estudiar la factibilidad técnico-económica de recuperación de aquellos elementos de mayor interés comercial.

Los resultados obtenidos permiten concluir que es posible producir económicamente cloruro de potasio, sulfato de potasio y ácido bórico a partir de las salmueras del Salar. No se incluyó la producción de litio por haber estado éste reservado a Foote, situación que se modificó en 1980. Actualmente está en manos de CORFO decidir si se incluye o no el litio como un producto más de este proyecto.

Los aspectos más importantes estudiados en relación al proyecto fueron :

- Cuantificación de reservas de salmueras
- Pozas de evaporación solar
- Diseño de procesos



- Infraestructura
- Estudio de mercado
- Evaluación económica

A continuación se describe la metodología utilizada en el Salar de Atacama para llegar a la evaluación económica de este proyecto.

## 1. Cuantificación de las Reservas de Salmueras

Para cuantificar las reservas del Salar es necesario conocer la composición y concentración de las salmueras y la porosidad de la masa salina.

Se muestreó en forma sistemática la superficie del Salar (construyendo caminos y con helicóptero) perforando castas de 1m. de profundidad (ver mapa) a lo largo del camino y cada 500 mts., recogiendo muestras de salmueras para su posterior análisis químico en el laboratorio que este Comité tiene en Antofagasta. Esto permitió ubicar las zonas más interesantes en contenidos de potasio, litio y boro y dibujar las curvas de isoconcentración. Posteriormente se perforaron 10 pozos desde 40 a 400 mtrs. de profundidad. Estos pozos tuvieron varios objetivos: conocer la profundidad del Salar, la mineralización y porosidad de la costra salina y la variación de la composición de las salmueras con la profundidad.

La porosidad de la costra se determinó mediante el análisis de los testigos de perforación (recuperados con dinamita), por refracción sísmica y mediante pruebas de bombeo. Por el primer método se determinó el coeficiente de almacenamiento o porosidad efectiva (valores entre 9,7 y 13,5%). Las pruebas sísmicas indicaron que hasta 25 m. la porosidad es de aproximadamente  $18\% \pm 3\%$  (porosidad total media) y que a mayor profundidad el Salar es más denso (menos poroso),  $6\% \pm 3\%$ .

Para las pruebas de bombeo se perforaron 9 sets de pozos. Cada set consistía en un pozo de bombeo de 20 m. de profundidad y 6 pulgadas de diámetro y 6 pozos de observación de diferentes profundidades y 4 pulgadas de diámetro. Se bombeó a caudal constante hasta alcanzar un régimen permanente de equilibrio (después de 2 a 3 horas de bombeo); posteriormente se controló la recuperación al dejar de bombear. Para evitar la recirculación de la salmuera, la descarga de la bomba se colocó sobre los 100m. de distancia. Con estas pruebas se determinaron coeficientes de almacenamiento entre 0,4 y 18% y una capacidad máxima de bombeo entre 2 y 100 l/seg. dependiendo de la zona.

## 2. Pozas de Evaporación Solar

Para el proyecto de recuperación de sales potásicas



se optó por razones económicas, por la construcción de pozas solares con fondos de arcilla in situ.

## 2.1 Prospección de arcillas

Como un primer paso se estudiaron los mapas de la hoya hidrográfica del Salar para ubicar las zonas más probables de encontrar arcillas de buena calidad (permeabilidades menores que  $10^{-6}$  cm/seg.). Habiéndose ubicado la mejor zona, se hizo una malla cubriendo un área de aproximadamente 100 Km<sup>2</sup>, tomando muestras (en forma manual) cada 1 Km. Una vez ubicada las mejores zonas de arcilla se muestreó en ellas cada 500 mts. hasta 2 mtrs. de profundidad. En esta forma se detectó un área de 23 Km<sup>2</sup>.

También se hicieron pruebas de permeabilidad en laboratorio y en terreno, encontrándose valores menores que  $10^{-6}$  cm/seg.

Conociéndose las arcillas (calidad y ubicación) se hicieron los planos isopáquicos y topográficos para poder diseñar el sistema de pozas.

## 2.2 Tasa de Evaporación

Para el cálculo del área de evaporación es fundamental conocer la velocidad de evaporación de las salmueras en el Salar. Para este objetivo se instalaron en el Salar pequeñas bateas metálicas (2 a 3 m. de diámetro) sin aislación y se controló la evaporación midiendo el descenso de nivel de la salmuera con una huincha metálica. A la vez se midió la densidad y temperatura de la salmuera, la temperatura y humedad del aire. Esta información se recolectó por un período de más de 5 años.

El análisis de la información obtenida permite afirmar que el Salar de Atacama tiene una alta tasa de evaporación potencial, y es así que para un período de 12 meses, el agua evaporada en bateas alcanzó los 3.200 mm/año, lo que da una tasa de evaporación anual de 10 mm/día.

Por otra parte, se ha podido determinar que la velocidad de evaporación del agua para el período de verano (Septiembre a Marzo, ambos meses incluidos) alcanza un promedio de 12,85 mm/día, mientras que para el período de invierno (Abril a Agosto) la velocidad de evaporación promedio es de 6,8 mm/día.

Para las experiencias de evaporación con salmueras se encontraron los siguientes valores :



T A B L A N° 1

| Densidad<br>(gr/cc) | Verano | Invierno |
|---------------------|--------|----------|
| 1.22 - 1.26         | 8.02   | 4.00     |
| 1.26 - 1.29         | 7.29   | 3.67     |
| 1.29 - 1.31         | 5.69   | 2.97     |
| =====               |        |          |

### 3. Evaporación Solar de las Salmueras

El estudio de las salmueras al ser concentradas por evaporación solar permite definir la secuencia de evaporación más conveniente (número de etapas) para recuperar los distintos elementos contenidos en ellas y el tipo de sales que cristalizan.

La composición de las salmueras no es uniforme en el núcleo del Salar, presentando variaciones importantes en la concentración de alguno de sus elementos, como puede apreciarse en Tabla Nro. 2.

T A B L A N° 2

| Zona  | Densidad | Na   | K    | Li   | Mg   | Ca    | SO <sub>4</sub> | Cl <sub>2</sub> | H <sub>3</sub> BO <sub>3</sub> |
|-------|----------|------|------|------|------|-------|-----------------|-----------------|--------------------------------|
| Km-20 | 1,226    | 97,0 | 21,5 | 2,06 | 11,8 | 0,34  | 22,7            | 194,7           | 5,6                            |
| Km-5  | 1,223    | 93,5 | 20,7 | 1,60 | 11,2 | 0,23  | 17,1            | 210,0           | 4,5                            |
| H - 1 | 1,230    | 46,0 | 32,0 | 6,40 | 33,3 | 0,54  | 8,1             | 223,5           | 5,7                            |
| H - 3 | 1,220    | 72,0 | 19,0 | 2,63 | 18,0 | 10,26 | 0,6             | 212,1           | 4,1                            |

Para analizar el comportamiento de las salmueras al ser concentradas por evaporación solar, se instalaron en el Salar pequeñas bateas metálicas de diferentes tamaños, todas ellas sin aislación. Una vez alcanzado el nivel de evaporación fijado, se midió la densidad y temperatura de la salmuera y se tomaron muestras de la salmuera final y de las sales cristalizadas para su posterior análisis químico.

Como una forma de seguir el proceso de evaporación - en terreno y como control de las etapas se utilizó, además del descenso de nivel, el índice de refracción de la salmuera (concentración de magnesio).

Junto con estas experiencias en terreno, se realizaron experiencias en laboratorio (Saline Processors, INT EC, U. de Chile, Antofagasta). Como resultado de todos estos estudios se definió la mejor secuencia de evaporación.



Se proponen tres etapas de evaporación (tres grupos de pozas de evaporación). En la primera precipita únicamente cloruro de sodio; en la segunda, una mezcla de cloruro de sodio y cloruro de potasio (silvinita) y finalmente, en la última etapa, cristaliza una mezcla de sales dobles de K, Li y Mg, junto con cloruro de sodio y cloruro de potasio.

#### 4. Diseño de Pozas de Evaporación Solar

Las pozas de evaporación solar estarán situadas en la zona del delta del río San Pedro, ubicado al norte del núcleo del salar de Atacama. Esta área tiene una pendiente muy pequeña, apta para la construcción de pozas. La zona de arcilla es amplia y el material para la construcción de los diques se puede obtener a corta distancia.

El sistema de pozas consistirá en tres grupos de pozas (Ver fig. 2) correspondiente a tres diferentes campos de evaporación. El número y tamaño de pozas en los 3 grupos está controlado por la producción, la tasa de evaporación y la mantención de un área adecuada de evaporación durante las cosechas de sales. Las pozas de silvinita y sulfatos se rán cosechadas para alimentar las plantas y la de Halita sólo para mantener el nivel del piso.

Las salmueras se traspasarán de una poza a otra por gravedad o por bombeo.

Para la construcción de diques se debe tomar en cuenta para la altura de éste, la altura de la salmuera, el espesor de la sal para la cosecha y de la capa de sal protectora del piso de arcilla y una altura adicional para tomar en cuenta las olas producidas por el viento.

Los diques se dividen en dos tipos : internos y externos.

Los internos tienen una pendiente de 3 a 1 y los externos de 2 a 1 con un alma de arcilla (Ver Fig. 3).

La parte superior del dique debe tener un ancho mayor a los 3 m. para que puedan circular camiones y vehículos en general.

#### 5. Proceso de Producción

El proceso propuesto para la obtención de cloruro de potasio, sulfato de potasio y ácido bórico consiste básicamente en :

- Extracción de salmueras por bombeo
- Concentración de las salmueras en grandes pozas de evaporación solar construídas sobre arcilla. "in situ"



- Cosecha de las sales cristalizadas en las diferentes etapas de concentración.
- Tratamiento de las sales cristalizadas en las diferentes etapas de concentración.
- Tratamiento de las sales cosechadas (a excepción de halita) y soluciones remanentes en plantas químicas para obtener los productos finales (Fig.4).

En la primera etapa de concentración cristaliza cloruro de sodio, el cual se cosecha y descarta. La salmuera que abandona estas pozas, alimenta un segundo grupo de pozas donde cristaliza silvinita que es la materia prima para obtener cloruro de potasio.

En la última etapa de evaporación cristalizan sales dobles de potasio y magnesio, a partir de las cuales se separa el sulfato de potasio. La solución final de esta etapa es utilizada para la obtención de ácido bórico.

El proceso se ha diseñado de modo que las salmueras residuales de las plantas de sulfato de potasio y ácido bórico que retornan al Salar tengan un alto contenido de litio, constituyendo en ambos casos una fuente apta para la recuperación eventual de una sal de litio.

La producción de sales potásicas a niveles económicos implica necesariamente mover grandes tonelajes de litio muy superiores a los que el mercado es capaz de absorber, - los que son retornados al Salar sin afectar mayormente al recurso.

Los procesos básicos en cada una de estas plantas se describen a continuación.

Planta de KCl. Consiste básicamente en flotar la silvinita para recuperar el KCl contenido en ella (aproximadamente un 28%)

Planta de  $K_2SO_4$ . Contempla tres etapas, Una primera, en la cual todas las sales potásicas contenidas en las sales de la poza de sulfato son convertidas a schoenita. Esta schoenita impura es flotada para separar el NaCl que la acompaña. Finalmente es lixiviada con agua (o con una solución de KCl, precipitando el  $K_2SO_4$ . La salmuera resultante es recirculada.

Planta de  $H_3BO_3$ . Las salmueras que abandonan la poza de sulfatos, con una concentración en  $H_3BO_3$  de 35 gpl es acidificada (con  $H_2SO_4$ ) con un cristallizador, obteniéndose así cristales bastante puros de ácido bórico.



## 6. Infraestructura

El proyecto de Sales Potásicas y Acido Bórico del Salar de Atacama presenta entre sus características relevantes la alta incidencia de los costos de transporte en los costos totales de operación, del orden del 40%, como asimismo la elevada proporción de inversión en infraestructura, a decir, caminos, obras portuarias, manejo y almacenaje de productos, abastecimiento de agua, generación de energía eléctrica, campamento, etc.

En relación a las rutas de evacuación de los productos hacia puertos de embarque, se ha elegido la ruta Salar - San Pedro de Atacama - Coya Sur - Tocopilla (378 kms. en total). En este caso el transporte de los productos se realizará en camiones desde el Salar hasta Coya Sur y desde ahí hasta Tocopilla se aprovechará la infraestructura ferroviaria de la Sociedad Quimicay Minera de Chile S.A. Esta empresa posee en Tocopilla un puerto mecanizado con capacidad suficiente para embarcar los productos del Proyecto Sales Potásicas, a los niveles de producción antes mencionados, sin interferir con sus actuales programas de producción de salitre y sulfato de sodio.

Las pozas de evaporación solar y las plantas químicas estarán ubicadas en el extremo Norte del Salar de Atacama Tomando el centro de gravedad de la zona de arcillas, la planta se ubicará a 30 Kms. de Toconao (dirección S - O) y a 50 Kms. aproximadamente de San Pedro de Atacama (dirección Sur).

Debido a la distancia entre el Salar de Atacama y los potenciales puertos (principalmente Tocopilla), todos -- los almacenamientos para embarque deben ser localizados en las cercanías del puerto, más bien que en la planta, evitando así, costos adicionales de inversiones en equipo de transporte (camiones, carros de FF.CC., etc.).

Para el almacenamiento de los productos en Tocopilla (Cloruro de potasio y sulfato de potasio) se ha considerado la instalación de una bodega de 6.700 m<sup>2</sup> aprox. con capacidad de almacenamiento para 65.000 toneladas. El edificio diseñado de acuerdo al ángulo de reposo de los productos, será de estructura de hierro y totalmente cubierto, constará de correas de alimentación, correas de descarga y de los implementos mecánicos, eléctricos e instrumental necesarios para una operación prácticamente automática. Su inversión a precios de Junio de 1982 se estima en US\$ 6.400.000.

La bodega estará ubicada en terrenos adyacentes al actual sistema de carguío mecánico de SOM dentro de un área disponible de 180 x 210 metros aprox..

De acuerdo a las estimaciones de costo de obra requerida por el proyecto, éste alcanza a 525 personas aproximadamente.

Los pueblos cercanos a este proyecto y que podrían suministrar personal son San Pedro de Atacama, Tocoñao, Paine y Socaire. En todo caso, la gran mayoría del personal deberá provenir de Antofagasta, Calama y Santiago principalmente.

## Mercado

### 1. Sales Potásicas

La producción mundial de potasio es utilizada principalmente como fertilizante (95%) y en usos industriales diversos (5%). Como fertilizante, el potasio se usa en un 94% en forma de cloruro de potasio ( $KCl$ ), en un 5% en forma de sulfato de potasio ( $K_2SO_4$ ) y el 1% restante en otros compuestos (salitre potásico, nitrato de potasio, etc.)

Durante 1980 la producción total de potasio alcanzó a 28 millones de toneladas de  $K_2O$ , siendo Canadá y la U.R.S.S. los principales productores. Asimismo, según cifras de F.A.O., el consumo de potasio en 1980 alcanzó a 26 millones de toneladas de  $K_2O$ .

En los próximos años el mayor incremento en producción de potasio ocurrirá en Canadá, Jordania, Israel y la U.R.S.S.

Las reservas mundiales de  $K_2O$  consideradas recuperables a los precios actuales se han estimado en más de 13 mil millones de toneladas métricas y los recursos totales en 155 mil millones de T.M. de  $K_2O$  equivalente.

Las reservas de potasio en el Salar de Atacama sólo representan un 0,5% del total mundial.

Según cifras de F.A.O. y de "Industrial Minerals" de Agosto de 1981, el consumo de potasio en el mundo aumentará desde 26 millones de toneladas de  $K_2O$  en 1980 a 32-33 millones de T.M.  $K_2O$  hacia 1985, siendo Brasil, India, China, Japón y Malasia los países con mayores perspectivas a incrementar su demanda de fertilizantes potásicos.

El consumo mundial de potasio ha tenido un crecimiento promedio anual de 6% en los últimos 20 años, sin embargo un período de crecimiento más bajo es proyectado en el mercado futuro del potasio.



T A B L A 3

PRODUCCION MUNDIAL DE POTASIO  
(Miles de T.M. de  $K_2O$ )

|                     | <u>1978</u> | <u>1979</u> | <u>1980</u> | <u>1981</u> |
|---------------------|-------------|-------------|-------------|-------------|
| Francia             | 1.978       | 1.921       | 1.894       | 1.831       |
| Alemania Occidental | 2.470       | 2.616       | 2.737       | 2.591       |
| Italia              | 134         | 123         | 102         | 100         |
| España              | 613         | 668         | 658         | 728         |
| Reino Unido         | 150         | 265         | 305         | 277         |
| Alemania Oriental   | 3.315       | 3.396       | 3.420       | 3.460       |
| U.R.S.S.            | 8.193       | 6.635       | 8.635       | 8.400       |
| Canadá              | 6.125       | 6.715       | 7.300       | 7.175       |
| U.S.A.              | 2.200       | 2.213       | 2.240       | 2.142       |
| Israel              | 679         | 702         | 797         | 832         |
| TOTAL               | 25.674      | 25.254      | 27.517      | 27.534      |

Fuente : Mining Annual Review - 1981  
Mining Annual Review - 1982

En América Latina el gran consumidor de potasio es - Brasil, país que importó 1.740.000 toneladas métricas de -- KCl en 1979 y cerca de 2.000.000 de toneladas métricas en - 1980. Asimismo, Brasil espera bajar su nivel de importacio- nes a través del proyecto de Bengipe, que producirá 500.000 ton/año de KCl y cuya puesta en marcha está prevista para - 1984/85.

Chile consume actualmente un promedio de 13.000 tone- ladas métricas de  $K_2O$ , principalmente en la forma de sulfato de potasio y salitre potásico. La Sociedad Química y Minera de Chile S.A. importa un promedio anual de 35.000 toneladas métricas de KCl para utilizarlo en la fabricación de salitre potásico.

Según FAO, para 1985 existe en Latinoamérica un consu- mo proyectado de 1,9 millones de T.M. de  $K_2O$ , el cual será absorbido principalmente por Brasil y su abastecimiento prác- ticamente a través de importaciones.

En relación al mercado de sulfato de potasio (50-52%  $K_2O$ ) su consumo actual se encuentra en aquellos cultivos que son sensibles a los iones cloruro, tales como tabaco, para, cítricos, uva, piña, etc. Las principales áreas geográficas

de demanda se encuentran en U.S.A., Europa Occidental y Japón.

Los principales países productores de  $K_2SO_4$  son la U.R.S.S., U.S.A., Bélgica, Alemania Occidental, Francia, España, Alemania Oriental e Italia.

La producción mundial de sulfato de potasio alcanza a 1,3 millones de toneladas métricas de  $K_2O$  en 1979, siendo su producción en Norteamérica alrededor de 250.000 toneladas/año de  $K_2O$ .

La demanda mundial de  $K_2SO_4$  equivalente prácticamente a su producción, ha permanecido relativamente estable en los últimos 6 años, creciendo a una tasa de 3% anual.

## 2. Acido Bórico

Actualmente la producción de ácido bórico está concentrada prácticamente en dos países, EE.UU. y Turquía, que representan el 88% de la oferta mundial. Otros países productores de  $H_3BO_3$  son la U.R.S.S., Argentina, Chile y Perú.

Por otro lado, Turquía y U.S.A. están desarrollando importantes planes de expansión para absorber el crecimiento del mercado mundial, estimado en un 5% anual.

La producción mundial de ácido bórico en 1980 fue estimada en 260.000 toneladas métricas, de la cual U.S.A. y Turquía totalizan el 85% de la oferta.

Los países con mayores posibilidades de consumir nuestra producción de ácido bórico sería U.S.A., Japón y Brasil.

## 3. Litio

La capacidad instalada mundial en 1981, para la producción de compuestos químicos de litio, incluido el metal y concentrados de mineral de uso directo, a partir de salmueras y minerales, es del orden de 90 millones de libras de carbonato de litio equivalente, cifra que incluye valores estimados de la producción en la U.R.S.S. y China.

En los Estados Unidos las dos firmas que producen litio, Foote Mineral Co. y Lithium Corporation of America, están emprendiendo planes de expansión para aumentar sus capacidades, la primera a 34 millones de libras en 1983 y la segunda a 44 millones en 1987.

El litio se comercializa como concentrado de mineral metal y compuesto químico.



Los principales usos actuales del litio se encuentran en la industria del aluminio y en la fabricación de cerámicas y grasas industriales. Los otros usos en conjunto representan un porcentaje pequeño del consumo total.

Para ilustrar lo anterior, se muestra en Tabla No. 4 un desglose de las ventas efectuadas por Foote Mineral Co. en 1980.

T A B L A    N °    4

DISTRIBUCION PORCENTUAL DE LOS USOS ACTUALES  
DEL LITIO

| <u>Usos</u>                                        | <u>Porcentaje</u> |
|----------------------------------------------------|-------------------|
| Industria del Aluminio                             | 33,6              |
| Cerámicas                                          | 32,1              |
| Grasas lubricantes                                 | 19,2              |
| Productos químicos                                 | 9,0               |
| Sistemas de aire acondicionado y deshumidificación | 2,3               |
| Caucho sintético                                   | 0,9               |
| Pilas                                              | 0,5               |
| Varios                                             | 2,5               |

El litio es un elemento cuyas propiedades le ha permitido tener un mercado propio y conquistar otros, desplazando los compuestos que satisfacían anteriormente esas necesidades. En estos últimos mercados está logrando que su participación relativa sea creciente. Dentro de las nuevas aplicaciones en desarrollo destacan entre otras, baterías, aleaciones y reactores de fusión nuclear. En la actualidad el mercado del litio es pequeño, del orden de las 7.000 toneladas/año, como litio metálico equivalente.

Se prevé que estas aplicaciones potenciales generarán grandes consumos de litio en el largo plazo, ya que corresponden a productos de alta tecnología que necesitan de muchos recursos de capital, recursos humanos de alta especialización y tiempo para llegar a la etapa de producción comercial.

Evaluación Económica

Considerando las posibilidades de mercado y disponibilidad de reservas de salmueras, se ha estimado como la alternativa más probable aquella que consulte las siguientes producciones minerales :



- Planta de Cloruro de Potasio : 500.000 ton/año
- Planta de Sulfato de Potasio : 145.000 ton/año
- Planta de Acido Bórico : 28.000 ton/año

Para la alternativa de producción seleccionada, el Comité de Sales Mixtas ha calculado las inversiones y costos de operación del proyecto, actualizados a Junio de 1982, basándose en los estudios realizados por la firma consultora Saline Processors Inc.

Para efectos de la evaluación del proyecto se ha elegido Tocopilla como puerto de salida. El transporte de los productos se realizará en camiones desde el Salar hasta Co-ya Sur y desde ahí hasta Tocopilla utilizando la infraestructura ferroviaria de la Sociedad Química y Minera de Chile S. A.

La información utilizada para realizar la evaluación económica del caso base, es la siguiente :

|                           |                                |
|---------------------------|--------------------------------|
| Tipo de cambio            | : \$ 46/US\$                   |
| Impuesto a la renta       | : 49%                          |
| Vida útil del proyecto    | : 15 años                      |
| Precio Cloruro de Potasio | : US\$ 100/ton FOB Tocopilla   |
| Precio Sulfato de Potasio | : US\$ 180/ton FOB Tocopilla   |
| Precio Acido Bórico       | : US\$ 520/ton FOB Antofagasta |
| Ventas anuales            | : US\$ 91 millones             |
| Inversión total estimada  | : US\$ 165 millones            |
| Mano de obra directa      | : 500 personas aprox.          |

Los indicadores económicos son los siguientes :

|                      |                     |
|----------------------|---------------------|
| TIR privado          | : 14,3%             |
| VAN (i = 10%)        | : US\$ 44 millones  |
| TIR social           | : 23.1 %            |
| VAN Social (i = 12%) | : US\$ 131 millones |

### CONCLUSIONES

Las reservas actuales del Salar de Atacama en potasio, boro y litio permiten sustentar el proyecto de SCL (14. millones lb/año de  $\text{Li}_2\text{CO}_3$ ) y el proyecto Sales Potásicas y Acido Bórico (500.000 ton/año  $\text{KCl}$ , 149.000 ton/año  $\text{K}_2\text{SO}_4$  y 28.000 ton/año  $\text{H}_3\text{BO}_3$ ).

SCL (CORFO 45% y Foote Mineral Co. 55%) podrá producir en forma acumulada hasta 200.000 ton. de litio metálico equivalente. La capacidad de producción inicial de SCL, 14.000.000 lb/año de carbonato de litio, constituirá un aumento de 20% de la capacidad instalada actual en los países occidentales. Este proyecto verifica una inversión aproximada de US\$ 60 - millones con ventas de US\$ 17,5 millones/año a los precios actuales.

El proyecto Sales Potásicas y Acido Bórico demostró ser económicamente atractivo (TIR = 14,3%). La inversión estimada, para las capacidades señaladas, es de US\$ 165 millones. El valor de venta de los productos asciende a US\$ 91 millones. La alternativa de explotación integral del recurso favorece el proyecto, por cuanto el costo asociado a la extracción de litio es relativamente bajo y representa ingresos adicionales importantes.

~~~~~



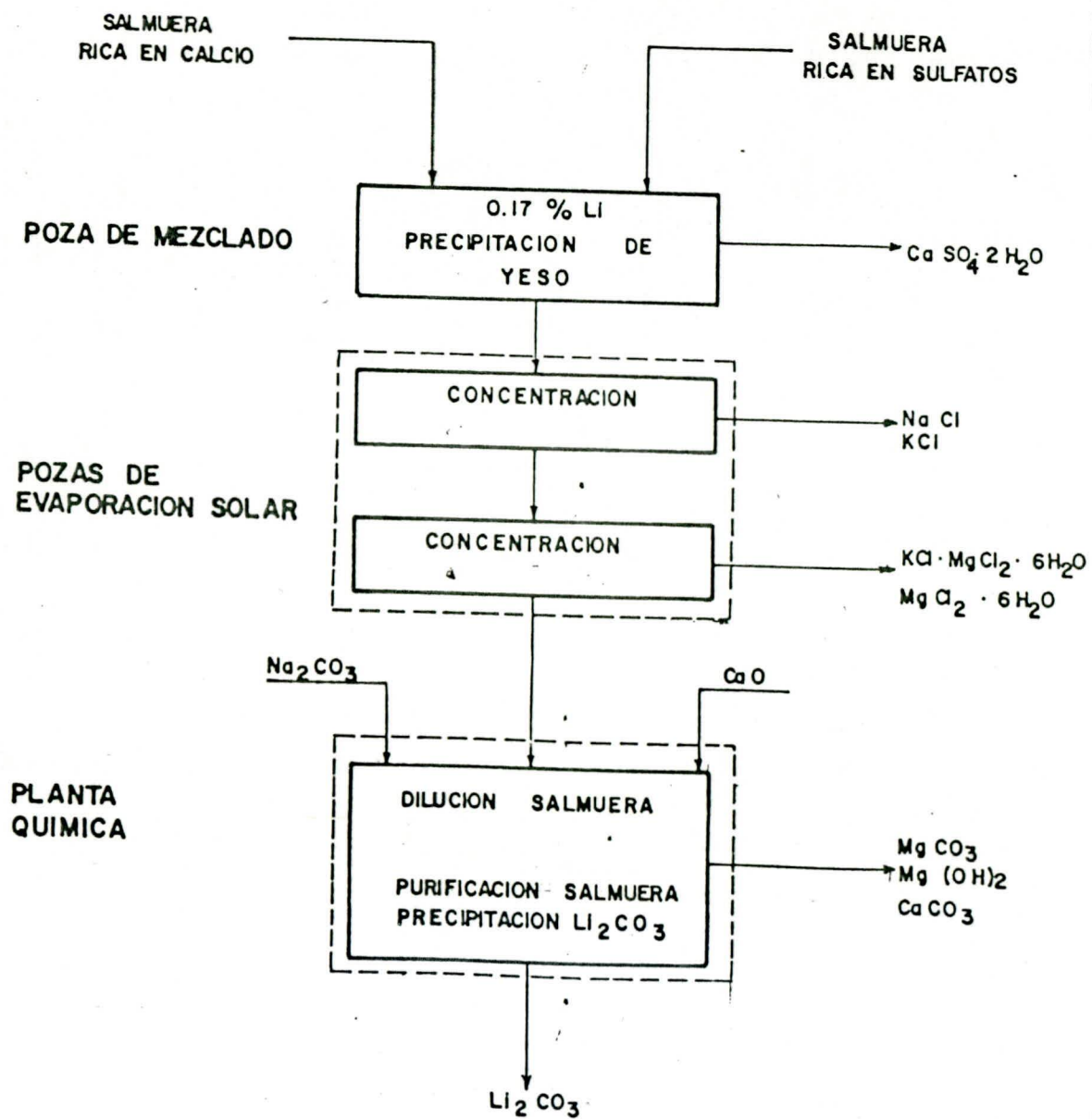


FIG. N° 1

PRODUCCION DE CARBONATO
DE LITIO

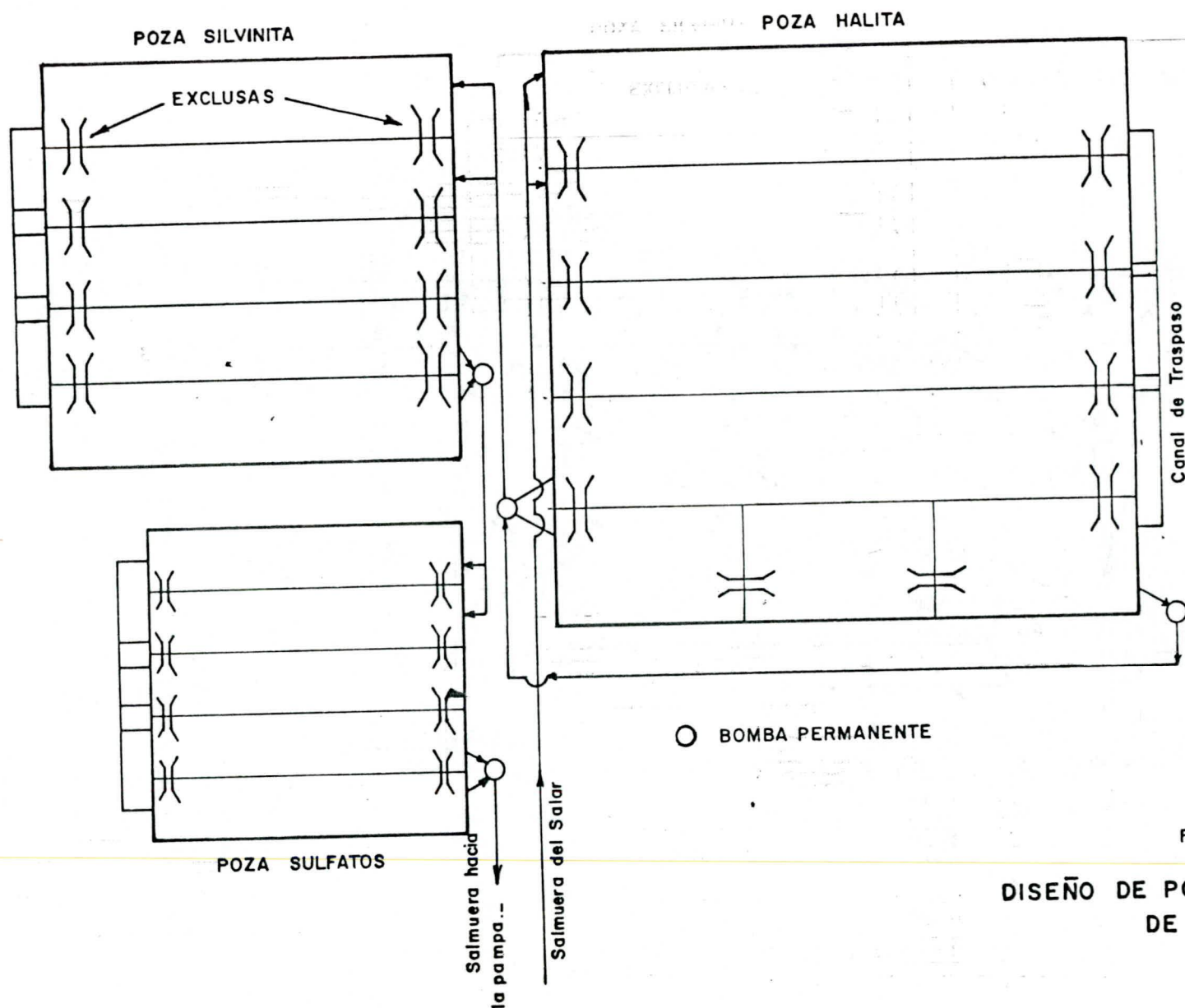


FIG. N° 2

DISEÑO DE POZAS Y MOVIMIENTO
DE SALMUERA

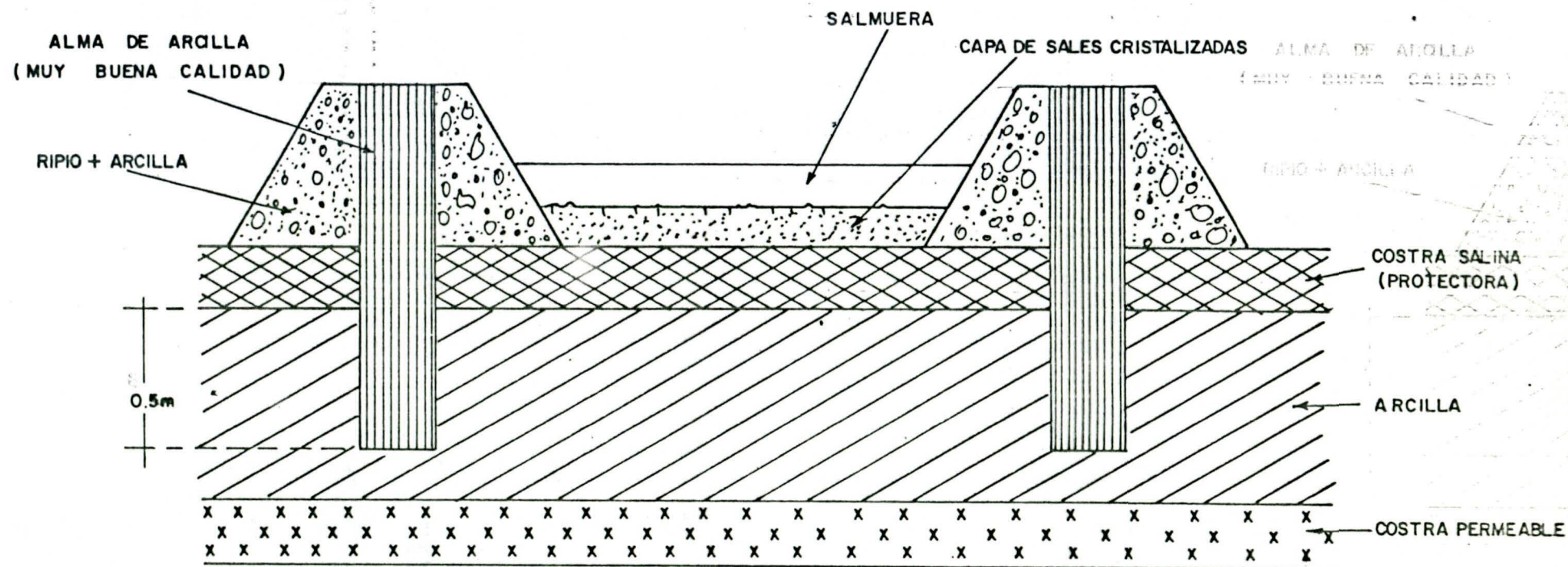


FIG. N° 3

DISEÑO DE POZAS DE EVAPORACION
SOLAR

SALMUERA SALAR
DE ATACAMA

31.500.000

POZA
HALITA
8.1 Km²

SALMUERA

POZA
SILVINITA
3.9 Km²

SALMUERA

POZA
SULFATO
1.8 Km²

SALMUERA

CLORURO
DE
SODIO

3.750.000

SALES + IMPREGNACION

PLANTA
KCL

SALMUERA

CLORURO
DE
POTASIO

500.000

SALES + IMPREGNACION

PLANTA
K₂SO₄

SULFATO
DE
POTASIO

145.000

SALMUERA

PLANTA
SALES DE
LITIO

SALES
DE
LITIO

SALMUERA

PLANTA
H₃BO₃

ACIDO
BORICO

28.000

SALMUERA

FIG. N° 4

DIAGRAMA SIMPLIFICADO DE FLUJO

PROYECTO SALES POTASICAS Y ACIDO BORICO

PROYECTO DE EXPANSION LOS BRONCES COMPAÑIA MINERA

DISPUTADA DE LAS CONDES S.A.

Autor:

JORGE GORRINI

COMPAÑIA MINERA DISPUTADA DE LAS CONDES S.A.

I INTRODUCCION

Cuando Exxon compró por 112 millones de dólares el 86% de la Compañía Minera Disputada de Las Condes S.A. (C.M.D.) en Febrero de 1978.; que había sido licitada internacionalmente por el Estado de Chile a través de ENAMI; tenía en sus planes efectuar estudios para una fuerte inversión adicional que permitiera desarrollar un programa de expansión destinado a aumentar en forma sustancial la producción de cobre.

A la fecha de la compra, los principales activos de C.M.D. estaban constituidos por dos yacimientos de cobre en producción, con sus respectivas plantas de concentración y una fundición de concentrados.

Tal como se muestra en la Figura, N° 1 la mina Los Bronces está ubicada en la Comuna de Las Condes, ahora Comuna de Lo Barnechea. Hasta Julio de 1978 se extraían 7.000 TPD de mineral de 1,4% de ley, que se trataban en la concentradora de San Francisco.

Más al norte, en la Comuna de Nogales, está ubicado el yacimiento de El Soldado, que se explota a razón de 3.300 TPD de mineral de 1,5% de ley, alimentando a la concentradora de El Cobre.

El concentrado de cobre producido en ambas plantas es procesado en la fundición de Chagres, cerca de Llay-Llay, la que cuenta con una planta de tratamiento de gases con producción de ácido sulfúrico. La producción de C.M.D. ha alcanzado un promedio anual de alrededor de 30.000 TM de Cobre Blister y 60.000 TM de Acido Sulfúrico en los últimos años.

A los pocos meses de haber tomado Exxon posesión de la Compañía sufrió un duro impacto por los rigores de la naturaleza. Una avalancha de nieve destruyó la concentradora de San Francisco en Julio de 1978. Afortunadamente no hubo pérdidas de vidas humanas que lamentar. Sin embargo, la paralización de producción de esta faena duró un año. La planta se reconstruyó a dos tercios de la capacidad original con un costo de siete millones de dólares en un tiempo record de menos de 1 año. .

0400A

Más tarde, a comienzos de 1980, se inició un proyecto de expansión intermedia para la faena de Los Bronces/San Francisco a un costo de 61 millones de dólares, que permitió a partir de Mayo de 1981, tratar 9.250 TPD de mineral con una ley de 1,25% de Cobre.

No obstante los esfuerzos técnicos y económicos realizados por la empresa hasta este momento, no se ha logrado compensar las adversas condiciones actuales para la producción y exportación de cobre. Las actuales operaciones han significado importantes pérdidas en el ejercicio financiero durante los últimos cuatro años.

Con el objeto de paliar los efectos negativos de la situación antes descrita, se están haciendo grandes esfuerzos destinados a aumentar la productividad y disminuir los costos actuales de producción por libra de cobre con singular éxito.

Sin embargo, nuestra Empresa está conciente que la única alternativa que en definitiva permitirá alcanzar una rentabilidad adecuada es desarrollando un gran programa de inversiones basado en la potencialidad de las reservas minerales de ambos yacimientos que actualmente se explotan a una escala más bien modesta.

En esta oportunidad me referiré a los planes desarrollados por C.M.D. para una gran expansión de la mina Los Bronces.

II ALCANCE DEL PROYECTO DE EXPANSION LOS BRONCES

A continuación intentaré, en la medida que las limitaciones del tiempo lo permitan, describir el llamado Proyecto de Expansión Los Bronces, destinado a producir anualmente, a partir de comienzos de la década del 90, más de un cuarto de millón de toneladas métricas de cobre fino contenido en concentrados.

El estudio de factibilidad técnico-económico, que ya se encuentra terminado a esta fecha, constituye la base del proyecto, cuyo diagrama de flujo esquematizado aparece en la Figura N° 2.

0400A

El alcance actual del Proyecto de Expansión Los Bronces consiste en la extracción y chancado de 80.000 TPD de mineral con una ley de 1% de cobre aproximadamente. Este mineral chancado será transportado por cinta transportadora a través de un túnel hacia el Valle Central en el sector de Peldehue de la comuna de Colina, donde se construirá una concentradora y el embalse de relaves. Los concentrados de cobre y molibdeno serán posteriormente transportados a puerto para su embarque hacia el exterior. En la Figura N° 2, aparece resumido el diagrama de flujo global del proyecto.

III UBICACION Y ACCESO DEL PROYECTO DE EXPANSION LOS BRONCES

Tal como se observa en la Figura N° 3, la mina Los Bronces está ubicada en la Cordillera de Los Andes, en la parte alta del valle de San Francisco, a 60 Km al noreste de Santiago, en la comuna de Las Condes. El valle San Francisco, que se alza a 1.100 m.s.n.m. en su confluencia con el río Mapocho, es angosto y con pendientes escarpadas, las que en algunas partes se elevan hasta 1.000 m sobre el nivel del lecho del río. La mina Los Bronces está a una altitud entre 3.200 y 4.000 m.s.n.m. cerca del nacimiento del río San Francisco. Las fuertes nevadas en las altas cumbres durante los meses de invierno, que alcanzan hasta 13 m de acumulación anualmente, implican un importante riesgo de avalanchas y en consecuencia el cierre de los caminos de acceso y de operación.

Por problemas de falta de espacio y de agua en la alta cordillera, la planta concentradora y el tranque de relaves estarán ubicados en el Valle Central. Los sitios propuestos se encuentran aproximadamente a 40 Km al norte de Santiago, cercanos al pueblo de Colina, y a una altitud de 900 m.s.n.m. en la denominada Hacienda Peldehue.

El acceso desde Santiago a la futura planta concentradora y al embalse de relaves se efectuará a través de la actual carretera San Martín.

0400A

Por consiguiente, el problema central de este Proyecto, que lo aleja de todos los sistemas convencionales conocidos, es el transporte de 80.000 TPD de mineral a más de 30 Km de distancia en línea recta entre la Mina y la Planta, con una diferencia de cota de más de 2.300 m entre ambos puntos y atravesando una zona accidentada y montañosa con serios problemas de nieve en el invierno.

Luego de un exhaustivo análisis de alternativas se llegó a la conclusión que sólo existían dos métodos de transporte técnica y económicamente viables. Una cañería de 72 Km de largo para transportar pulpa y un túnel con una cinta transportadora en su interior.

Se prefirió utilizar este último método debido a la escasez de agua en la zona de la mina, y por lo tanto el costo de energía de bombeo del agua para la preparación de la pulpa resultaba muy superior al costo operacional del sistema túnel/correa.

El túnel de 31.5 Km que conecta la mina Los Bronces con la planta concentradora de Peldehue en el Valle Central, pasará bajo los valles del Plomo y del Arrayán, apareciendo sobre el estero Colina, para volver a atravesar la zona de Peldehue y aparecer en un punto cercano a la concentradora.

El puerto propuesto para el embarque de concentrados es el de Las Ventanas, ubicado a 150 Km de Santiago cerca de Quinteros.

IV ASPECTOS GEOLOGICOS DEL YACIMIENTO LOS BRONCES

El programa de evaluación de reservas minerales del yacimiento Los Bronces se llevó a cabo mediante 558 sondeos con un total de 120.877 metros lineales que se realizaron entre Abril de 1978 y Marzo de 1981 bajo condiciones climáticas extremadamente difíciles.

Los estudios geológicos del yacimiento Los Bronces han identificado 9 diferentes tipos de breccias hidrotermales que conforman la parte más representativa del cuerpo mineralizado que tiene aproximadamente 2 Km de largo y 0.5 Km de ancho y está orientado en sentido norte-sur.

0400A

Las leyes de cobre primario varían sustancialmente en las breccias entre sí. Por otra parte, el enriquecimiento secundario de cobre es importante en la parte sur del yacimiento y además en el sector porfídico diseminado contiguo al sistema de breccias. Los principales minerales sulfurados presente son pirita y calcopirita, con menores cantidades de calcosina, molibdenita, covelina y bornita. Se observan además indicios de enargita, esfarelita y galena.

La ganga está constituida principalmente por cuarzo, turmalina, hematita especular, clorita y menores cantidades de anidrita.

En el sector sur del yacimiento denominado Infiernillo existe una extensa capa oxidada y lixiviada que cubre el cuerpo mineralizado en un espesor de hasta 400 metros.

V OPERACION MINERA EN LOS BRONCES

La explotación de la mina se hará por el método a tajo abierto, utilizando equipo convencional. Todo el material a extraer será perforado y tronado utilizando explosivos del tipo ANFO y Slurry. Las operaciones de carguío y transporte de estéril y mineral se realizarán mediante palas electromecánicas de 23 metros cúbicos y con camiones de extracción de 170 toneladas cortas.

Una extensa flota de equipos de servicio, tales como tractores, motoniveladoras, barredoras de nieve y otros vehículos, atenderán las necesidades del equipo de producción y harán la mantención de los caminos en la mina y en los botaderos.

Se tendrán que remover aproximadamente 70 millones de toneladas de sobrecarga estéril durante el período de pre-producción. Los escarpes se harán en bancos de 15 m de altura y de tal manera de no interferir con las actuales operaciones. Se espera que el período de desarrollo de la etapa de pre-producción, incluyendo la excavación de los caminos de acceso, durará cuatro años.



0400A

Las operaciones de la mina serán de trabajo continuo, es decir, tres turnos de 8 horas por día y siete días por semana. Como criterio de diseño se ha estimado que durante 15 días anuales se deberá paralizar las faenas debido a malas condiciones climáticas. Se dispondrá de unidades barredoras de nieve para limpiar las rutas de acceso y transporte hacia los bancos y botaderos durante y después de las nevadas.

El clima de Los Bronces durante el invierno, comparado con otras operaciones mineras, no se consideró lo suficientemente duro como para impedir una explotación a tajo abierto en el área. La información disponible desde el año 1960 indica que la temperatura mínima durante el invierno es de 15° C bajo cero, y el promedio anual de nieve caída es de 5 m durante los últimos 20 años, con un máximo de 13.5m de nieve para el peor año.

Existen antecedentes de varias minas a tajo abierto que están operando en los Estados Unidos y Canadá con cantidades de nieve similares y con temperaturas aún más bajas. Para afrontar las operaciones de invierno se dispondrá del equipo e instalaciones mineras más modernas.

La remoción de material estéril durante los meses de invierno se reducirá, a objeto de otorgar prioridad a la extracción de mineral y cumplir con el abastecimiento continuo a la planta a pesar de las eventuales paralizaciones. Por consiguiente, se ha dimensionado el equipo de tal manera que pueda extraer un 20% más de tonelaje de estéril durante el período de verano para cumplir con los programas anuales de remoción de este material.

Adyacente a la mina se ubicará la planta de chancado primario con dos chancadores giratorios (60" x 89"). La abertura de salida será de 8 pulgadas, con una capacidad de chancado nominal de 3.755 TMS/Hora cada unidad.

Se ha considerado una capacidad de almacenamiento de 50.000 TM de mineral chancado primario.

0400A

VI SISTEMA DE TRANSPORTE DE MINERAL - (TUNEL/CORREA)

El sistema de transporte, que está esquematizado en la Figura N° 4, tendrá una capacidad máxima de 6.000 toneladas por hora de mineral chancado primario, de menos de 8 pulgadas. El mineral será transportado por un túnel, mediante un sistema de 12 tramos en serie de correas transportadoras de 72 pulgadas de ancho. Se ha considerado una detención de 2 turnos por semana de las correas para efectuar la mantención rutinaria.

El túnel tendrá un largo total de 31,5 Km. La elevación del extremo oriente del túnel es de 3.300 m sobre el nivel del mar y de 950 m en la salida de la planta de concentración.

Dado que las correas transportadoras funcionarán cargadas en una pendiente hacia abajo de 7 1/2% como promedio, desde la mina hasta la planta, el sistema de frenado en las poleas se aplicará mediante motores eléctricos los que regenerarán como promedio diario, aproximadamente una potencia de 19,5 MW. La capacidad máxima de regeneración alcanza a 35 MW. operando a 80.000 Ton/día de mineral.

La construcción del túnel e instalación de la correa transportadora están en el camino crítico del proyecto, por lo tanto, el diseño del sistema exige minimizar el tiempo de construcción. Se ha estimado que el período de excavación será de alrededor de 3 años. Para poder lograr este plazo, así como también por razones de ventilación, servicio y seguridad, se ha decidido dividir la excavación del túnel en varios segmentos. Tres "ventanas" de acceso, ubicadas en los valles de San Francisco, Plomo y Arrayán, significan 3,5 Km adicionales de túneles auxiliares, para completar un total de 35 Km de túnel.

Por otra parte, la salida al aire libre en el valle del estero Colina y en el extremo final de Peldehue, proveerán las entradas a cada segmento del túnel principal. Por consiguiente, la excavación del túnel se efectuará por ocho frentes simultáneamente.

La sección típica del túnel, tal como la muestra la Figura N° 5, tiene un ancho de 5,82 m y una altura de 5,25 m. En el piso del túnel se considera una

0400A

carpeta de gravilla plana teniendo, además, un camino de 3 m de ancho para los vehículos de mantención.

La cinta transportadora reforzada con cables de acero de 72" tendrá una capacidad nominal de 7.800 TM/Hora con una disponibilidad mecánica del 74,9%. La velocidad será de 4,7 m/s y el largo total de 32,6 Km dividido en 12 tramos.

VII PLANTA DE CONCENTRACION EN PELDEHUE

La planta concentradora cuyo diagrama de flujo aparece en la Figura N° 6, tendrá una capacidad de procesamiento de mineral entre 29 y 34 millones de TM/año. La capacidad de almacenamiento de mineral grueso alcanza a 160.000 Ton vivas.

En la Figura N° 6 aparece el diagrama de flujo simplificado de la concentradora. El mineral será extraído de la pila de almacenamiento por medio de alimentadores de bandeja de velocidad variable y cintas transportadoras de alimentación a la molienda semiautógena.

La concentradora tendrá cuatro secciones paralelas de molienda, cada una constituida por un molino semiautógeno y dos molinos de bolas. Cada molino semiautógeno de 34' de diámetro y 15' 4" de largo dispondrá de 2 motores de 6.000 HP cada uno y operará en circuito cerrado con dos harneros de barra o grizzlys, uno operando y el otro de repuesto. El material bajo 1/2" que pasa por los harneros se distribuirá a los molinos de bolas y el sobre tamaño se retornará al molino semiautógeno.

Los molinos de bolas de 16 1/2' de diámetro y 24' de largo funcionarán con un motor de 4.000 HP cada uno y operarán en circuito cerrado con una batería de 6 hidrociclones de 24".

El rebalse de los ciclones con una granulometría de 50% bajo 200 mallas alimentará a la flotación primaria. La flotación primaria se realizará en celdas de 1.000 ft³ o más, a un pH de 11 y con un tiempo de flotación de 25 minutos.

El concentrado primario junto con el concentrado scavenger y las colas de la tercera etapa de limpieza

0400A

serán remolidos a 90% bajo 325 mallas y reacondicionados a pH 12 para luego pasar por tres etapas de flotación de limpieza. El volumen total de celdas de flotación alcanzará a 190.000 pie cúbicos. Las colas de la flotación primaria y scavenger se enviarán por tubería gravitacional al embalse de relaves.

Se ha programado, en el año 3, disponer de una planta de recuperación de molibdeno a través de 11 etapas de flotación de limpieza y lixiviación Brenda.

Luego de pasar por filtros de vacío de tambor el concentrado de cobre se secará a 8% de humedad en secadores rotatorios listo para ser despachado a puerto.

En la flotación colectiva Cu-Mo, se emplearán reactivos convencionales tales como Xantatos y Ditiofosfatos. En la flotación selectiva de Mo se empleará sulfhidrato de sodio como depresor de los sulfuros de Cu y Fe.

En base a las pruebas de flotación a escala de laboratorio y en la planta piloto, se estima que la recuperación global de cobre será de 89% con una ley de 30% Cu en el concentrado.

La recuperación global de Moly se estima alcanzará a 50% y la ley de fino de Molibdeno en el concentrado será de 50%.

VIII TRANSPORTE DE CONCENTRADO A PUERTO

Se ha elegido el puerto de Las Ventanas en la bahía de Quinteros para embarcar la producción del proyecto Los Bronces que alcanzará a 950.000 toneladas anuales de concentrado de cobre y 3.000 TM/año de concentrado de molibdeno. Para tal efecto, se está perfeccionando un contrato entre División Andina de Codelco Chile y Cía. Minera Disputada de Las Condes S.A. con la aprobación de Chilectra por ser propietaria del muelle.

Chilectra utiliza las instalaciones portuarias para descargar carbón para su planta termoeléctrica de Las Ventanas y arrienda el lado sur del muelle a la División Andina de Codelco para que efectúe embarques

0400A

de concentrado de cobre, utilizando un sistema mecanizado a base de correas transportadoras. Como la capacidad de carguío de Andina es bastante mayor que el uso que tiene actualmente, se consideró factible utilizar las mismas instalaciones para embarcar el concentrado del Proyecto Los Bronces.

Para el transporte de concentrado a puerto se estudiaron las alternativas de ferrocarril, camión y cañería de pulpa, considerando aspectos tales como costo de capital, costo operacional y flexibilidad del sistema, apareciendo los dos primeros métodos como los más atractivos.

Cualquiera sea la alternativa de transporte de concentrado que se elija, el proyecto debe contemplar la construcción de instalaciones en los alrededores del muelle de Las Ventanas para recibir y acumular concentrado que posteriormente se llevará por medio de correas transportadoras a la estación de transferencia de las instalaciones de División Andina.

IX SUMINISTRO DE ENERGIA ELECTRICA

La potencia requerida para el proyecto en el área mina Los Bronces, en el período operacional posterior al año 90, alcanzará una demanda máxima de 32 MVA, sin incluir el consumo de las operaciones actuales, el que será abastecido por Chilectra.

Por otra parte, el consumo de energía eléctrica para las operaciones de la planta de concentrado es bastante superior, llegando a 109,5 MW aproximadamente.

Es importante consignar el hecho que el sistema de transporte de mineral túnel-correa regenerará aproximadamente 19,5 MW, los que se transmitirán hacia la concentradora; en consecuencia, la demanda se reducirá a 90 MW cuando esté operando la correa transportadora.

Han habido conversaciones tanto con ENDESA como con CHILECTRA para lograr un acuerdo directo de suministro de energía para el área de la planta concentradora.

Por último, la demanda de energía durante el período de construcción alcanzará a 20 MW en total.

0400A

X ABASTECIMIENTO DE AGUA

En un proyecto minero-metalúrgico de la magnitud de Los Bronces existe un sinnúmero de actividades de gran complejidad que se interrelacionan y que pueden afectar el éxito o fracaso del mismo.

Sin embargo, en este momento estamos en condiciones de afirmar que hay dos elementos críticos que son fundamentales para el proyecto: el agua para el proceso de concentración y el sitio apropiado para el embalse de relaves.

En primer término, se ha determinado el río Maipo como la fuente de agua más adecuada para abastecer los 1.000 l/s requeridos por la operación de la planta de concentración.

A fin de disponer de este recurso con una probabilidad de excedencia adecuada, se necesitan 170 acciones del río Maipo, que ya han sido adquiridas.

Para el transporte de este volumen de agua se ha considerado la utilización del Canal San Carlos en una longitud de 33 Km, para continuar por el Canal El Carmen hasta la salida norte del túnel que atraviesa el cerro San Cristóbal. Desde ese punto se continuará hacia el norte por cañería de acero gravitacionalmente en un primer sector y luego con bombeo hasta llegar a la planta.

En consecuencia, la fuente de agua para la concentradora está a 71 Km al sur de la planta, debiendo bombear alrededor de 365 m de altura, lo que significará una demanda de 3.300 KW.

XI EMBALSE DE RELAVES

El sistema Planta-Almacenamiento de Relaves aparece en la Figura N° 7. La cantidad de relaves que se producirá alcanza al 97% del mineral a tratar en la concentradora, lo que significa que si la mina opera durante 35 años a razón de 80.000 TPD se generarán aproximadamente 1.000 millones de toneladas de relaves. En consecuencia, es necesario disponer de un volumen de embalse o cubeta de aproximadamente 700 millones de metros cúbicos, considerando que la pulpa tiene una densidad de 1,35.

0400A

Investigaciones geotécnicas y un extenso análisis de alternativas han permitido seleccionar el sitio más apropiado para embalsar esta inmensa cantidad de material de una manera segura, confiable y sin dañar el medio ambiente.

El depósito de relaves se realizará en el lugar denominado Cajón de Las Tórtolas, ubicado a 12 Km al oeste de la planta, y que permite embalsar hasta 1.000 millones de toneladas de sólidos.

El relave se enviará por cañería gravitacionalmente hasta el Cajón de Las Tórtolas con 32% de sólidos. Luego de la decantación de sólidos en el embalse de relaves se recuperará el máximo de agua, recirculándola mediante bombeo hacia la planta concentradora.

XII PLAN DE EJECUCION DEL PROYECTO

Tal como ya se ha mencionado, los estudios de factibilidad técnico-económicos del proyecto de expansión Los Bronces se han completado recientemente y por lo tanto el siguiente paso consiste en adoptar la decisión de inversión, que permita desarrollar la ingeniería básica y de detalle y luego la construcción del proyecto.

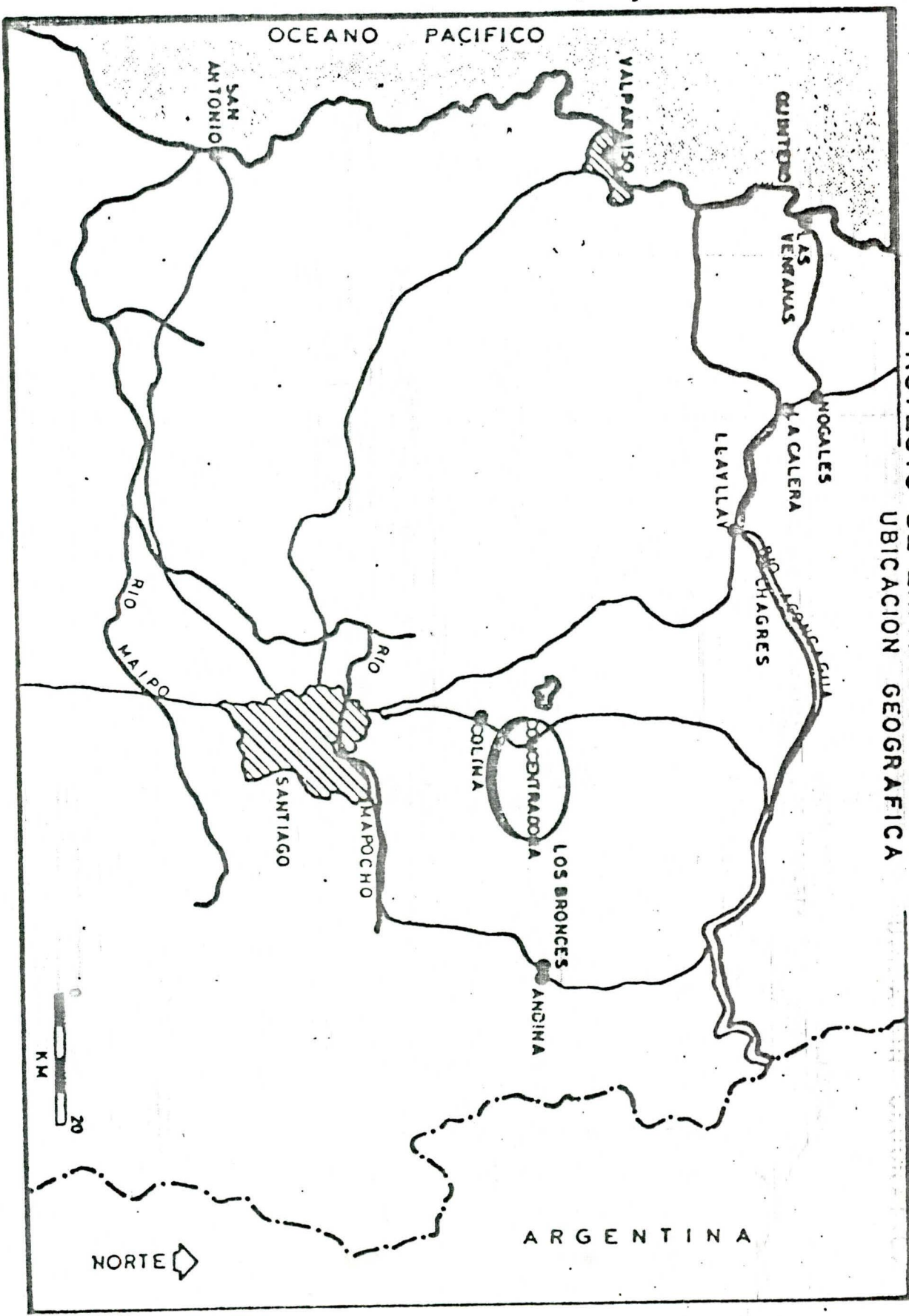
El plan de ejecución del proyecto está basado en disponer de un contratista principal responsable global de la ingeniería y construcción de las instalaciones del proyecto hasta su puesta en marcha.

La fase de ingeniería básica y de detalle se estima que demorará aproximadamente 34 meses con un total de 770.000 horas ingeniero con una demanda máxima de 185 ingenieros.

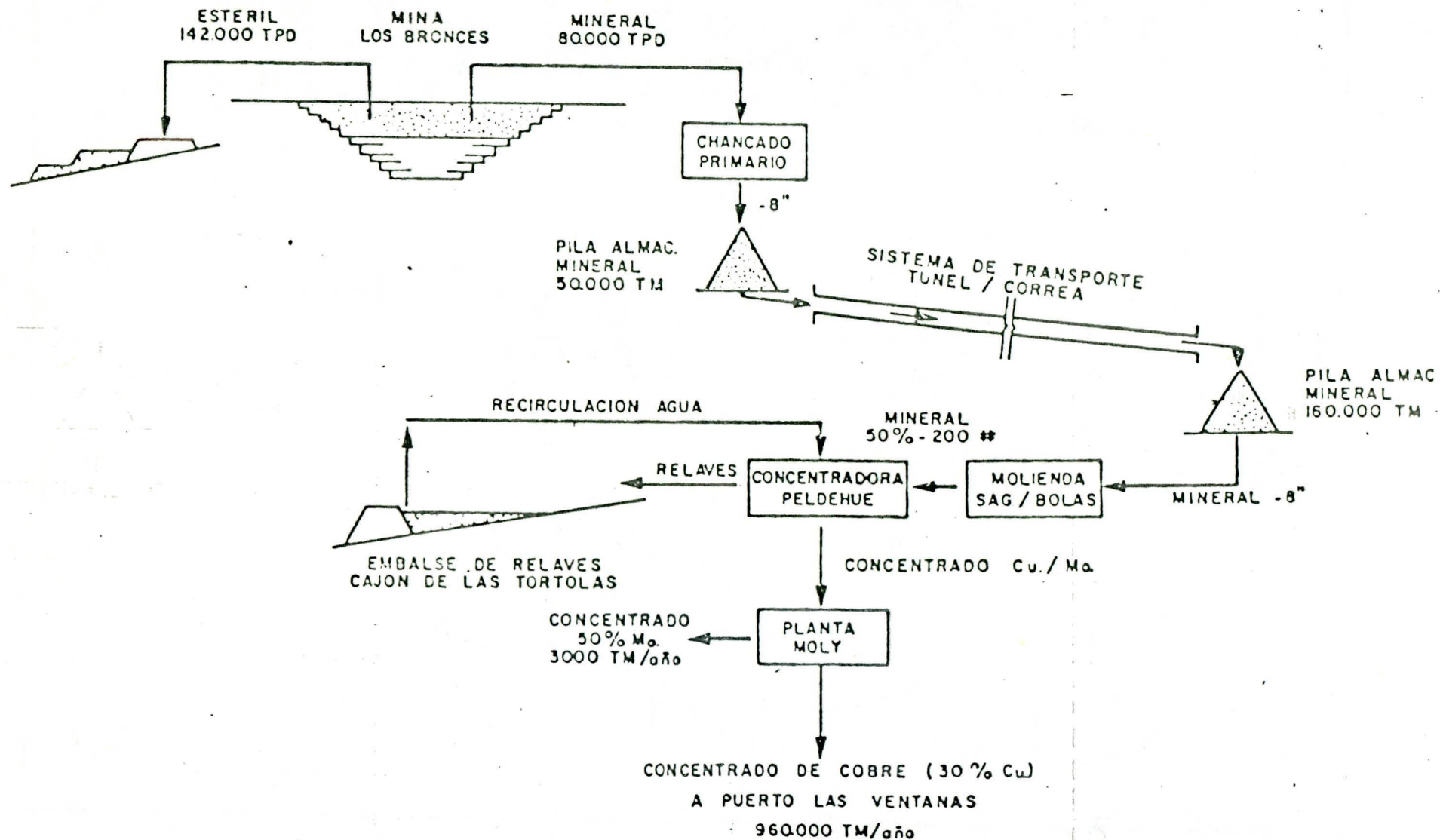
El período de construcción se ha estimado en 56 meses, requiriéndose 37,6 millones de horas/hombre con una demanda máxima de 5.300 trabajadores.

La inversión estimada para la ejecución del Proyecto Los Bronces es del orden de los 3,000 millones de dólares en la eventualidad que la construcción se iniciara a fines del año 1984, lo que significa un notable incremento respecto de la estimación inicial de 1,200 millones de dólares hecha en 1978, poniendo en duda la ejecución definitiva de este proyecto.

PROYECTO DE EXPANSION LOS BRONCES
UBICACION GEOGRAFICA

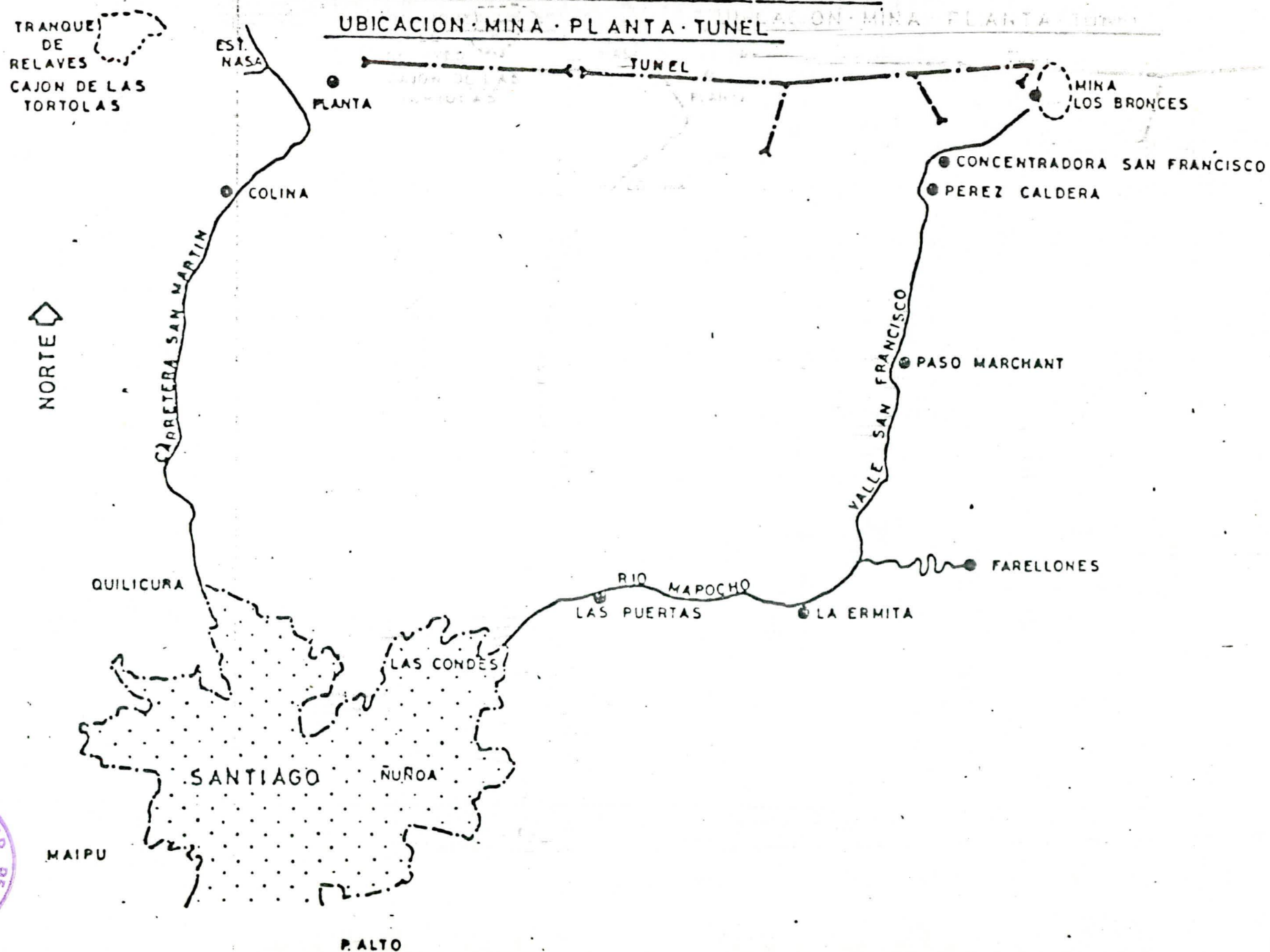


PROYECTO DE EXPANSION LOS BRONCES DIAGRAMA DE FLUJO ESQUEMATIZADO



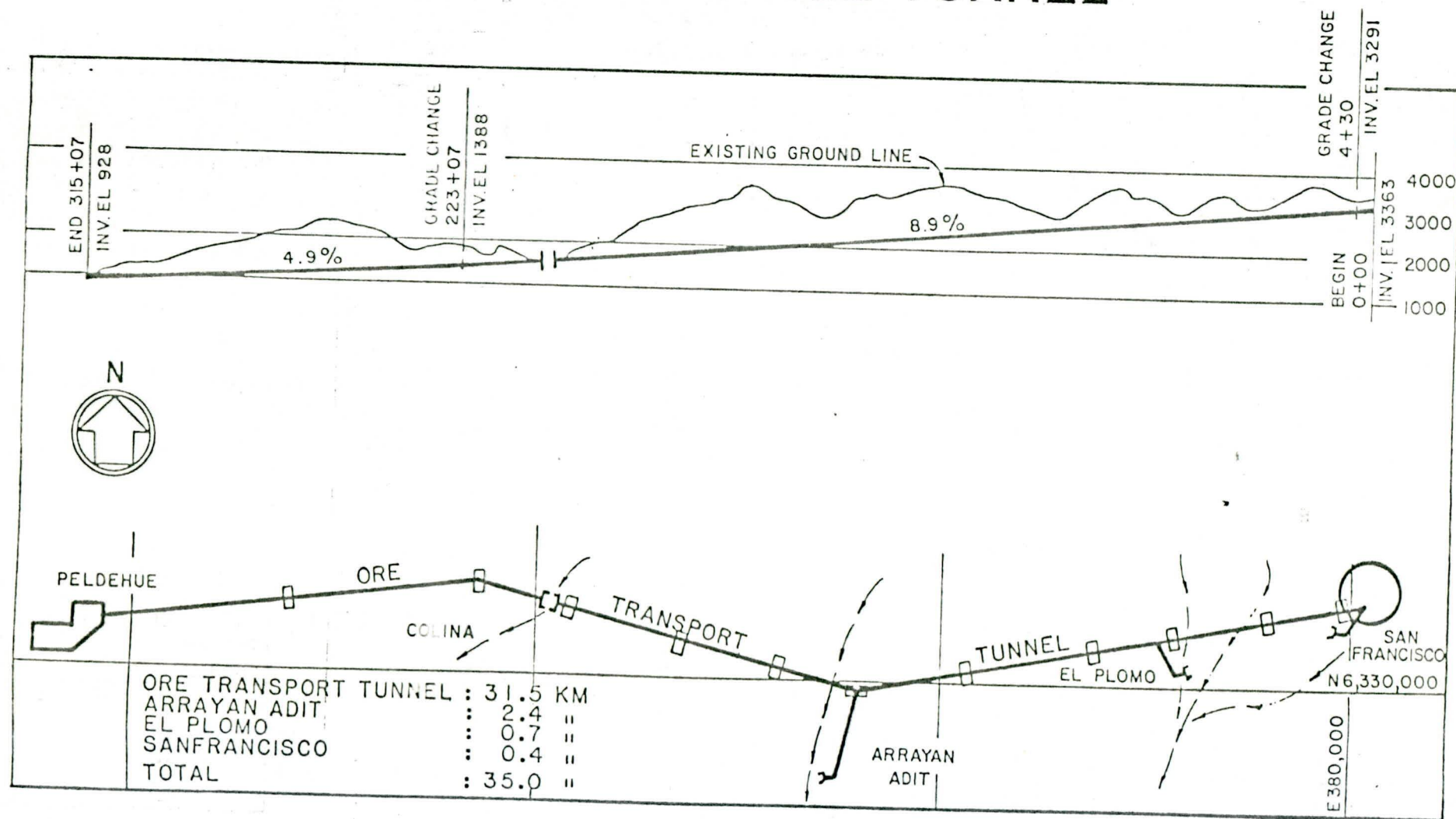
PROYECTO EXPANSION LOS BRONCES

UBICACION · MINA · PLANTA · TUNEL

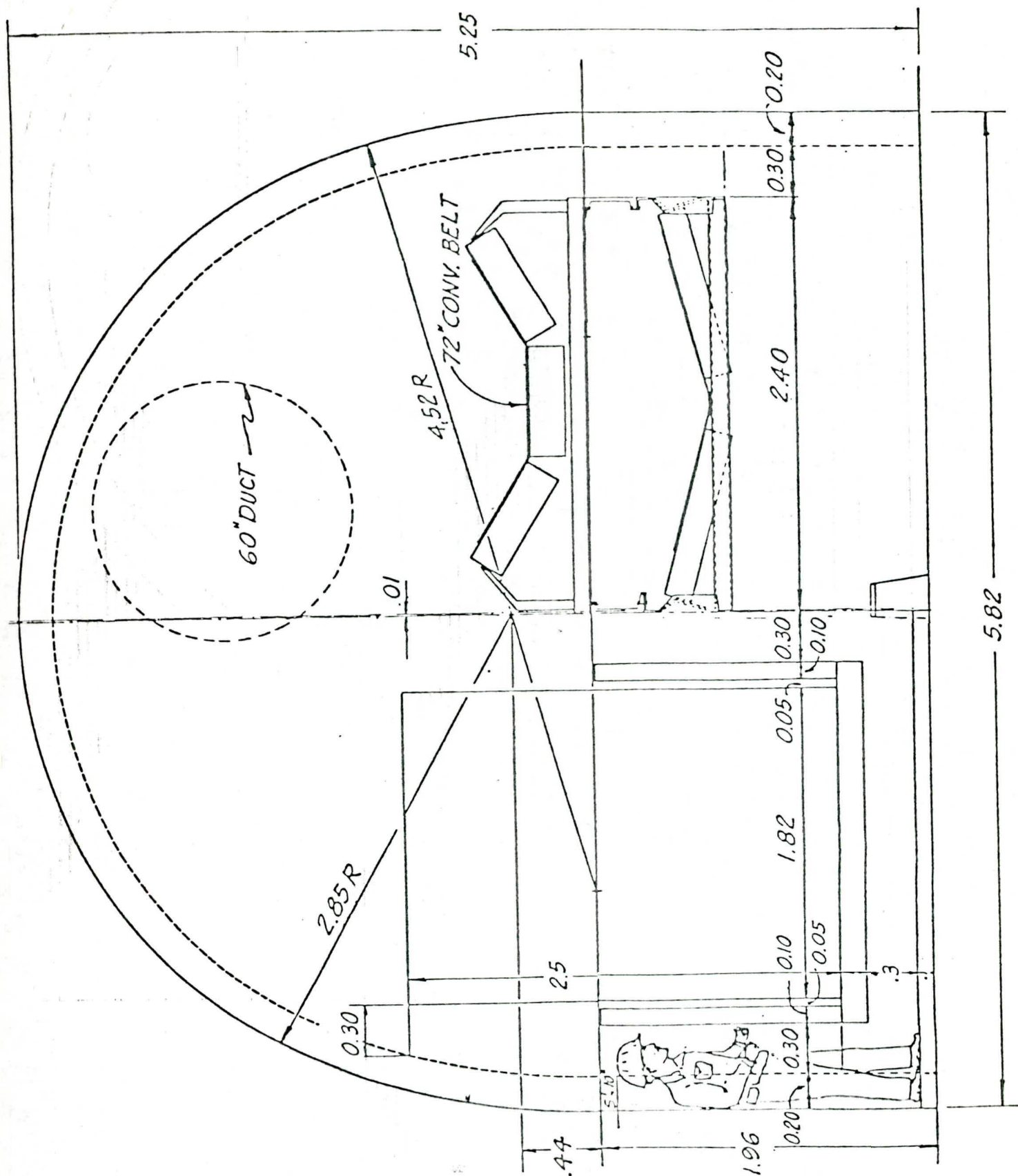


LOS BRONCES EXPANSION PROJECT

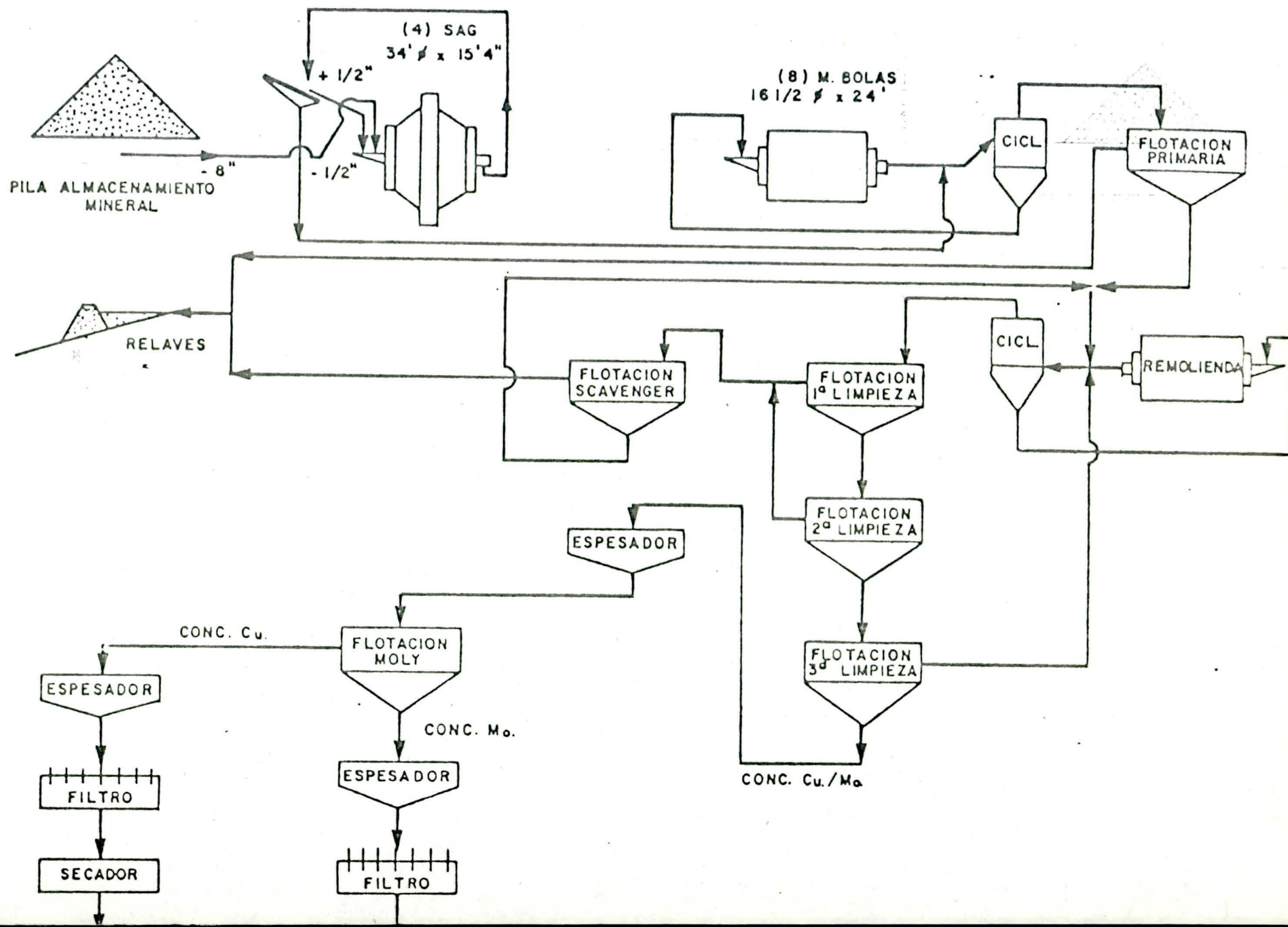
MAIN ORE HAULAGE TUNNEL



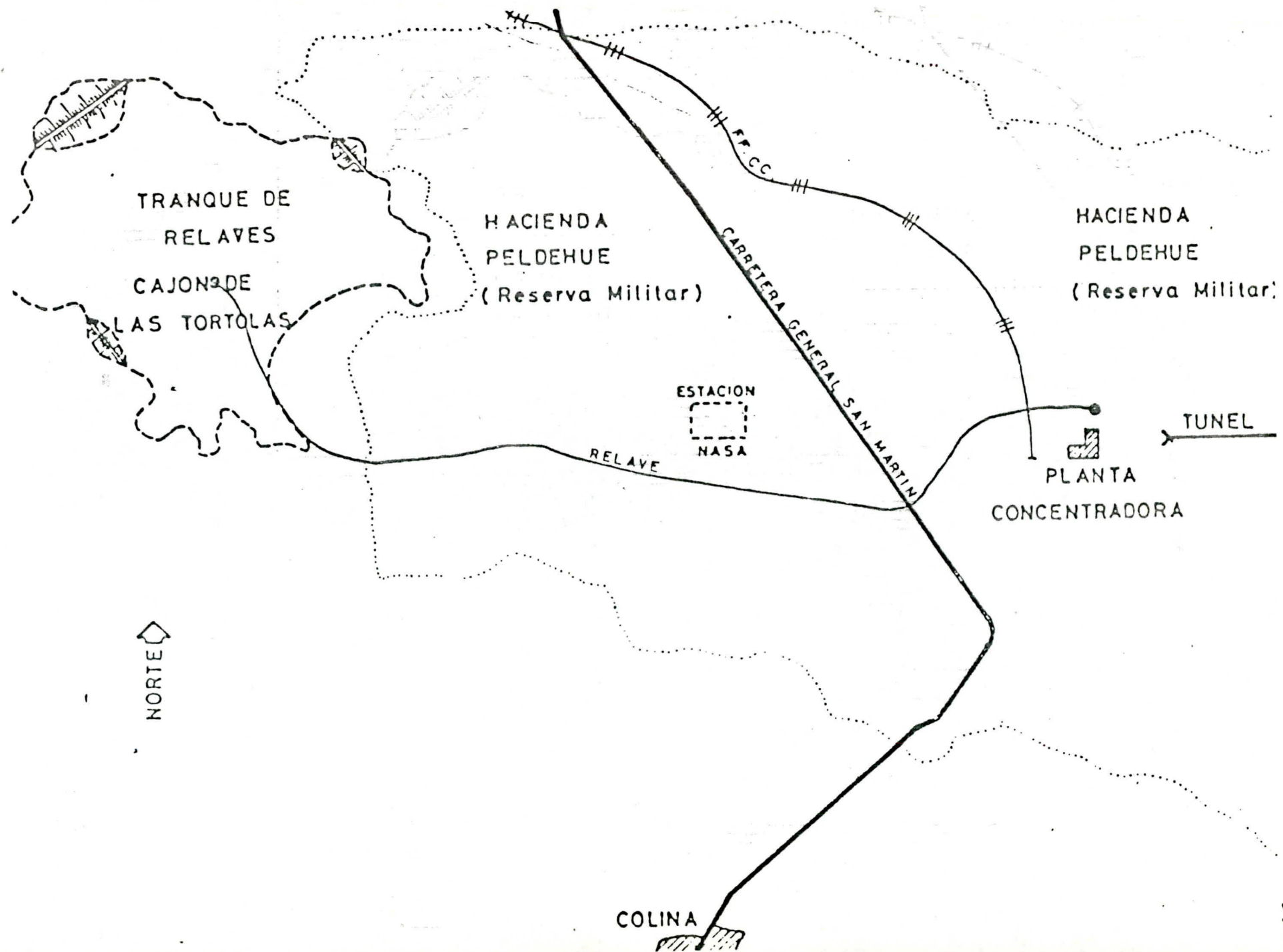
ORE TRANSPORT TUNNEL ROUTE 4 AD - 2



PROYECTO DE EXPANSION LOS BRONCES
 DIAGRAMA DE FLUJOS DE LA PLANTA DE CONCENTRACION



PROYECTO DE EXPANSION LOS BRONCES



EXXON MINERALS COMPANY

• LOS BRONCES EXPANSION PROJECT

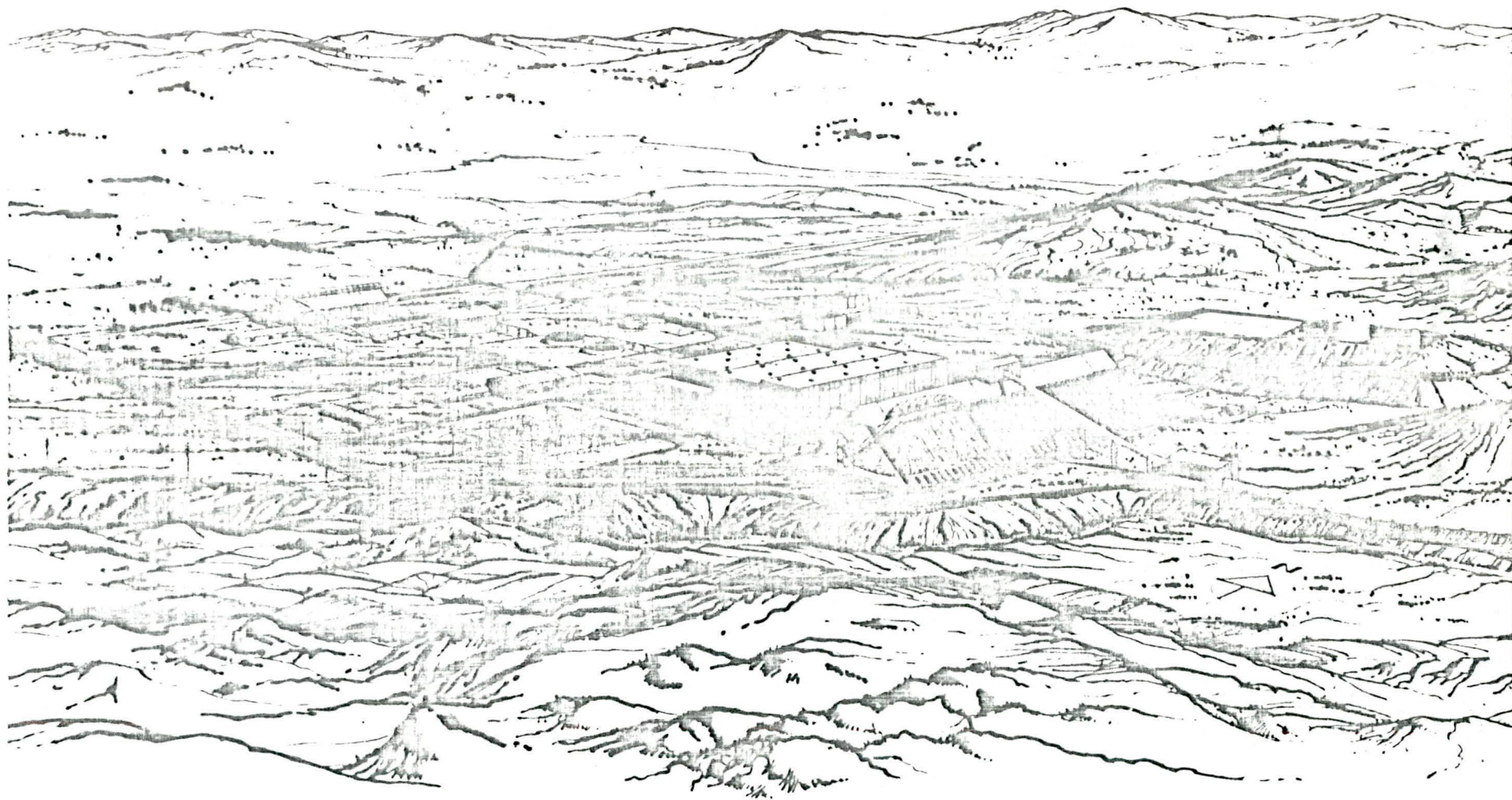
SANTIAGO

• CHILE

• MINE FACILITY

PARSONS





EXXON MINERALS COMPANY • LOS BRONCES EXPANSION PROJECT • SANTIAGO • CHILE • CONCENTRATOR FACILITY
PARSONS

