

Universidad Nacional de Ingeniería
FACULTAD DE INGENIERIA
GEOLOGICA, MINERA Y METALURGICA



**Estudio Comparativo Técnico y
Economico de los Sistemas
Explotación Cia. Minera
Santa Teresita S.A.**

TESIS

Para Optar El Título Profesional De
INGENIERO DE MINAS

Gustavo R. Bojorquez Huerta

PROMOCIÓN 80 - 1

Lima - Perú - 1985

DEDICATORIA

Con todo amor y cariño a mis queridos padres Alejandro y Angélica, que supieron conducirme y apoyarme siempre por el camino del bien y que con sus anhelados sacrificios hicieron posible la culminación de mi carrera profesional.

AGRADECIMIENTO

A los Ings. Isaac Rios y Julio Hidalgo, asesores de la presente tesis, que apoyaron con sus sugerencias y asesoría en el presente trabajo. También hago extensivo mi agradecimiento a todos los profesores y empleados que influyeron en mi formación profesional.

* * * *

A mi esposa Elva, por su colaboración
y entendimiento hacia mi persona

* * * *

Con todo amor y cariño
a mi hijo Nandito.

* * * *

INDICE

Estudio Comparativo Técnico y Económico de los Sistemas de
Explotación la Compañía Minera Santa Teresita S.A.

Dedicatoria

Agradecimiento

	<u>Paq.</u>
CAPITULO I - Introducción	
1.1. Ubicación y Accesibilidad	3
1.2. Fisiografía	4
1.3. Recursos Naturales	4
1.4. Propiedad Minera	5
1.5. Denuncios y Concesiones	5
CAPITULO II - Geología	
2.1. Geología General	7
2.2. Geología Local	7
2.3. Geología Estructural	11
CAPITULO III - Reservas de Mineral	
3.1. Clasificación del Mineral de las Reservas	14
3.1.1. Por su Utilidad	14

	<u>Pag.</u>
3.1.2. Por su Accesibilidad	15
3.1.3. Por su Certeza	15
3.2. Criterios y Factores de la Ubicación de las Reservas	16
3.3. Mineral Potencial o Prospectivo	20
3.4. Resumen General de Reservas	20
 CAPITULO IV - Minería	
4.1. Descripción de la Mina	22
4.1.1. Cuadro Comparativo Distribución Personal	26
4.1.2. Equipo Mina	27
4.1.3. Distribución de Vehículos	27
4.1.4. Transporte de Mineral	28
4.1.5. Servicios Auxiliares	29
4.1.6. Electricidad	31
4.1.7. Agua Industrial	32
4.1.8. Ventilación	33
4.2. Minado Actual	33
4.2.1. Descripción del Método de Explotación Tajeo Abierto	
4.2.1.1. Planeamiento de Minado	37
4.2.1.2. Eficiencias	37

	<u>Pag.</u>
A) Eficiencia de Preparación	38
B) Eficiencia de Explotación	38
4.2.2. Descripción del Método de Explotación Acumulación Provisional o-Shrinkage	40
4.2.2.1. Planeamiento de Minado	43
4.2.2.2. Eficiencias	44
A) Eficiencia de Preparación	44
B) Eficiencia en Explotación	45
4.3. Sistemas de Explotación	46
4.3.1. Sistema Convencional	46
a.- Descripción	46
b.- Preparación	43
c.- Explotación	51
d.- Análisis Técnico del Ciclo de Minado	54
e.- Producción Mina	63
4.3.2. Sistema Trackless	64
a.- Descripción	64
b.- Preparación	67
c.- Explotación	70
d.- Análisis Técnico del Ciclo de Minado	73

	<u>Pag.</u>
CAPITULO VII - Aspectos Económicos	
7.1. Valor del Mineral	99
7.2. Resumen de Costos Unitarios Producción	99
7.3. Producción de Concentrados	100
7.4. Ventas de Concentrados	101
7.5. Evaluación Económica	101
7.5.1. Estado de Pérdidas y Ganancias	101
7.5.2. Flujo Económico Anual	102
 Anexos	
 Planos	
 Cuadros	
 Conclusiones	
 Bibliografía	

INTRODUCCION

El objetivo de este trabajo es hacer un análisis Técnico y Económico de los dos sistemas que se empleó en la Compañía Minera "Santa Teresita", que luego se hará una comparación, cuál de ellos es el más conveniente para una mina considerada como pequeña minería. En este presente estudio hago saber mis experiencias desde la parte geológica donde describo las reservas, ésta información que debo agradecer al geólogo residente (Ing. J. Ramos).

En la parte primera hago la descripción de los métodos de explotación que se emplea que tiene una producción de 150 T.M.P.D, también se hace la descripción de las diferentes secciones que más adelante se detallan.

La parte que más se ocupa el presente trabajo son los sistemas donde se hacen los análisis de acuerdo a los parámetros que tiene la mina , y se concluye con un análisis económico

Como relleno también se describe la Planta Concentradora , y también se presentan los planos correspondientes y los anexos , para concluir por ser mina de limitadas reservas y ser arrendada .

Se han presentado una serie de dificultades para obtener la información, pero tengo que agradecer al Ing. Luis Bazo Amat, Gerente de Operaciones por proporcionarme apoyo en el presente trabajo .

CAPITULO I

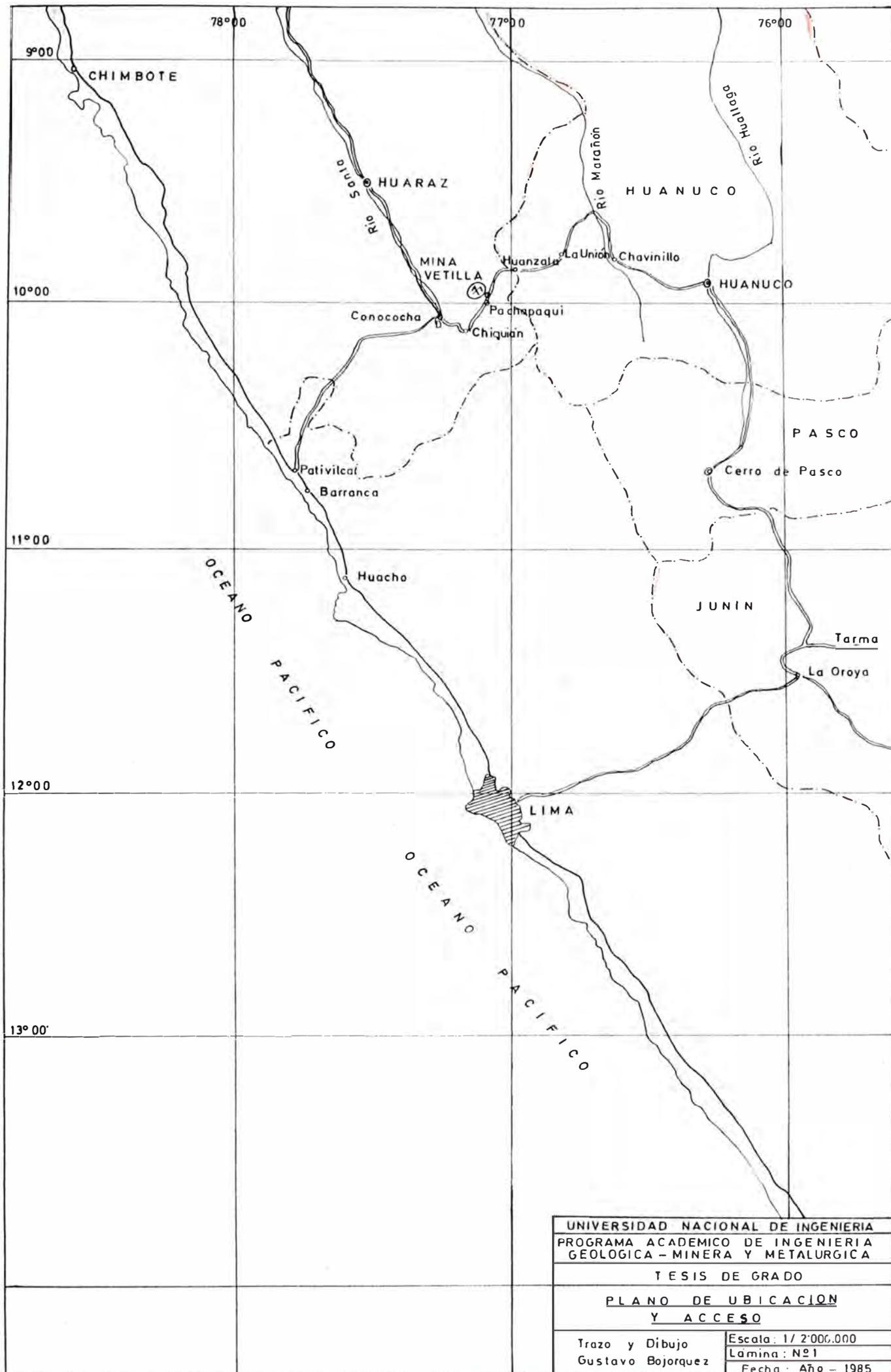
1.1. UBICACION Y ACCESIBILIDAD

La mina Santa Teresita se encuentra ubicada en el flanco-oriental de la quebrada Tunasconcha, por la que desciende hacia la costa el río Pativilca, prácticamente al borde de la carretera Huallanca, Huanzala, Pativilca.

El paraje en que está ubicada la mina pertenece al Distrito de Aquia, Provincia de Bolognesi, Departamento de Ancash.

Para llegar a Santa Teresita se sigue la carretera Lima-Pativilca-Conococha-Chiquián-Pachapaqui, con un recorrido total de 390 kms., también se puede salir a la Carretera Central, siguiendo la ruta Huanzalá, Huallanca, La Unión, Huánuco, Cerro de Pasco, Oroya, Lima. La distancia a la Oroya es de 380 kms.

Los centros poblados más cercanos son la Cía, Minera-Pachapaqui S.A., con una población de 2,000 Habitantes, donde tienen una planta de flotación de 500 TPD., también tenemos, el distrito de Aquia con una población de 1,000 habitantes.



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA	
PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA GEOLOGICA - MINERA Y METALURGICA	
TESIS DE GRADO	
PLANO DE UBICACION Y ACCESO	
Trazo y Dibujo	Escala: 1/ 2'000.000
Gustavo Bojorquez	Lamina: N° 1
	Fecha: Año - 1985

Hacia el Norte se encuentra el Campamento de Huanzala de la Compañía Minera Santa Luisa S.A. a 33 kms. y el distrito de Huallanca (2,000 Hab.), ambos en la jurisdicción de la provincia Dos de Mayo, departamento de Huánuco.

La distancia a Huaraz, capital del departamento de Ancash es de 195 kms.

1.2. FISIOGRAFIA

La zona es abrupta con desniveles que van desde los 4,200 m.s.n.m. a los 5,260 m.s.n.m., como el caso del nevado El Burro. Los rasgos geomorfológicos son típicamente glaciares, denotando por la presencia de valles en U, circos glaciares y déritus coluvial.

1.3. RECURSOS NATURALES

Los pastos naturales que crecen en la zona permiten la crianza de ganado lanar y vacuno en pequeña escala. En las partes bajas del valle, a corta distancia de la mina, los pobladores se dedican tanto a la agricultura como a la ganadería, razón por la cual no hay problemas para conseguir alimentos de la región.

La fuente principal de agua, la constituye el río Pativilca, pero las aguas de escorrentía son escasas.

La mano de obra local es inestable, pues trabajan sólo cortos períodos del año. Los trabajadores estables proceden de lugares alejados como Huaraz, Dos de Mayo y Huamalfes. Los lugares de abastecimiento de madera para los trabajos mineros son Huaraz y Huallanca.

1.4. PROPIEDAD MINERA

Cuatro concesiones que cubren una superficie total de 72 hectáreas, una de las concesiones Santa Teresita y el denuncia por explotación Santa Teresita 5ta. y como concesión Pedregal, pertenecen a la Cía. Minera Santa Teresita S.A. y las demás concesiones están arrendadas hasta 1984 mediante un sistema de regalías, que son del 5% para el mineral de canchas y 8% para el de la mina.

1.5. DENUNCIOS Y CONCESIONES

1.5.1. Derechos de propiedad de la Cía. Minera Santa Teresita

<u>Nombre</u>	<u>Padrón o Partida</u>	<u>No. Hectáreas</u>
Santa Teresita	Padrón 59	8
Antonio	Partida 5496	72
Santa Teresita 7ma.	Partida No. 12,991	3
Santa Teresita 5ta.	Partida No. 9,470	15
Santa Teresita 8va.	Partida No. 13,154	5.90

Santa Teresita 9na .	Partida No.13,187	42.00
Santa Teresita No.10	Partida No.13,188	15.00
Santa Teresita No.11	Partida No.13,189	2.60
Santa Teresita No.12	Partida No.13,426	2.00
María 5ta .	Partida No.10,051	1,000.00

- 1.5.2. Concesiones arrendadas a don Raúl de la Rosa, según-
Escritura Pública de fecha 14 de Junio de 1962, inscri-
ta en el Libro de Sociedades del Registro de Derechos y
Concesiones mineras en el As.1, Fs.50, Tomo 10.

Nombre	<u>No. Padrón</u>	No. Has.
Santa Teresita 2da .	223	24
Santa Teresita 3ra .	222	24
Santa Teresita 4ta .	224	16

- 1.5.3 Derechos adquiridos en acción o compra con escritura e
e inscripción en trámite.

<u>Nombre</u>	<u>No. Padrón</u>	<u>No. Has.</u>
Pedregal	13425	1.87
Demasia Santiago	12368	1.00

CAPITULO II

GEOLOGIA

2.1. GEOLOGIA GENERAL

Estratigráficamente se tienen unidades que van desde el cretáceo inferior al cuaternario, pertenecientes mayormente del grupo Gogllarisquizga, con afloramiento de cuarcitas de la formación Chimú, calizas y lutitas de la formación Santa, Lutitas y areniscas de la formación Carhuás, cuarcitas de la formación Farrat, las mismas que afloran con características bien definidas y muy plegadas; Infrayaciendo a las calizas de la formación Parihuanca del cretáceo medio; a esta secuencia estratigráfica irrumpen volcánicos y stocks (intrusivos)

2.2. GEOLOGIA LOCAL

2.2.1. Rocas Sedimentarias

- A. Formación Chimú : Consiste en cuarcitas y areniscas blancas, masivas, con estratificación cruzada, intercaladas con lutitas carbonosas en el área, se ha estimado una potencia de 500 mts.
- B. Formación Santa : Sobreyace a las cuarcitas Chimú

en forma concordante y en una secuencia de 80 mts. de calizas, margas y lutitas.

- C. Formación Carhuaz : Esta secuencia está conformada por areniscas, de color amarillentos, en bancos de 0.20 a 0.30 mts., intercaladas con lutitas, margas y cuarcitas, en una potencia de 350 mts.
- D. Formación Farrat: Hacia el extremo Noroeste, explora una serie de cuarcitas blancas, alcanzando un grosor de 60 mts.
- E. Formación Parihuanca : Esta formación perteneciente al Cretáceo Medio, aflora ampliamente hacia el Este del área, en una secuencia de calizas grisácea, conchíferas, finamente estratificadas, intercaladas con lutitas, en una potencia de 100 mts. aproximadamente

2.2.2 Rocas Igneas :

Existen varios cuerpos intrusivos pequeños de composición granítica, pórfidos manzoníticos sumamente alterados, constituyendo stocks, diques y sillares, emplazados al Este del área y en las cabeceras de la quebrada El Burro.

COLUMNA ESTRATIGRAFICA GENERALIZADA

DISTRITO MINERO PACHAPAQUI - VETILLA						
ERA	PERIODO	EDAD	UNIDAD ESTRATIGRAFICA	LITOLOGIA	POT mts.	DESCRIPCION
CENOZOICO	CUATERNARIO	PLEISTOCENO	Depósitos recientes		?	Detritus coluvial, bofedales
	CRETACEO MEDIO	ALBIANO INFERIOR	FORMACION PARIAHUNCA		100	Calizas grisáceas e intercalaciones de lutitas
	CRETACEO INFERIOR	APTIANO	GRUPO GOYLLARISQUIZGA	Fm. Farrat ?	400	Areniscas o cuarcitas amarillentas intercaladas de lutitas y limolitas
		NEOCOMIANO		Fm. Carhuas		
		HAUTERIVIANO		Fm. Santa	800	Calizas y lutitas.
		VALANGINIANO		Fm. Chimu	500	Cuarcitas blancas masivas e intercaladas de lutitas carbonosas.

Stock, diques y sillis granodioríticos

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA	
PROGRAMA ACADEMICO DE INGENIERIA	
GEOLOGIA - MINERIA Y METALURGICA	
TESIS DE GRADO	
COLUMNA ESTRATIGRAFICA	
Trazo y Dibujo	Escala : S/E
Gustavo Bojorquez	Lamina: N°
	FECHA : AÑO -1985

2.3. GEOLOGIA ECONOMICA

Los yacimientos minerales son epigenéticos, polimetálicos de plomo, zinc, plata; en condiciones de presión y temperaturas de moderadas a bajas, mesotermal a epitermal, las cuales combinan el relleno de fisuras y el reemplazamiento.

2.3.1. Mineralización

Las estructuras mineralizadas presentan lentes o clavos, hilillos, disseminaciones y brechamientos, cuyo zonamiento definido es definido es de SE a NW cuyo "pitch" llega a 30°.

El yacimiento se asocia a un apófisis, localizado en la intersección de una falla de sobre escurrimiento con una fractura del tipo cizalla, durante el terciario, la ocurrencia de Vetas en la periferia de los stocks, indica que el fluido mineralizante hidrotermal vino de profundidad y después de la consolidación de la periferia del stock; el emplazamiento de intrusivos se han localizado mayormente en el flanco NE., aprovechando zonas de debilidad, probablemente generadas durante el plegamiento de la Orogenia Andina.

2.3.2 Alteración Hidrotermal

Por efectos hidrotermales, tanto las lutitas como los cuarcitas, encajonantes presentan una manifiesta calcinización, piritización, carbonatación, silificación y moderada cloritización.

2.3.3. Controles de Mineralización

Tanto las intersecciones como los cambios de rumbo y buzamientos son favorables, las guías mineralógicas de interés económico, lo representan los sulfuros blenda y rodocrocita, rodonita, entre otros, litológicamente las cuarcitas parecen incidir en la buena receptividad de la mineralización.

2.3.4. Profundización del Yacimiento

La mineralización de la plata mayormente es de origen ascendente, de manera que deberá esperarse en las vetas una disminución sucesiva de los valores argentíferos en profundidad; en el yacimiento de Vértilla, observando el zonamiento y el decrecimiento de los ciavos económicos en número y dimensión de Oeste a Este y estimando una erosión de 200 mts. y considerando una profundidad de veta de 800 mts. (50% de la longitud del yacimiento) entonces se ten-

drá 100 mts. en proyectos en profundidad.

2.3. GEOLOGÍA ESTRUCTURAL

2.3.1. Estructuras Mineralizadas

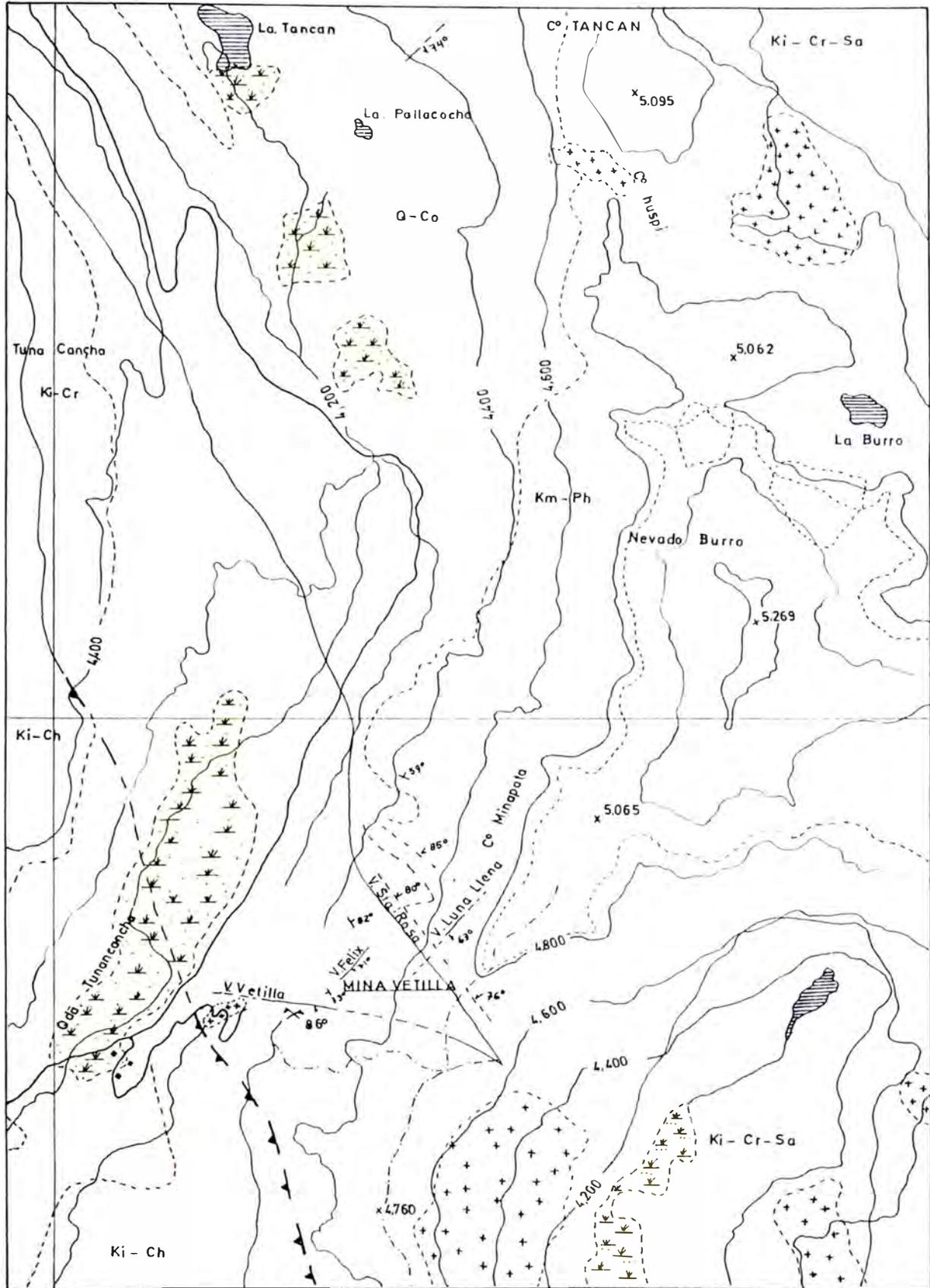
- A. Veta Santa Teresita o Vetilla: es una falla mineralizada de rumbo $N80^{\circ}W$ y buzamiento $78^{\circ}SW$ - con un afloramiento de 1.5 kms. presenta muy limitada zona de óxidos, y con lentes económicos bandeamientos y brechamientos a tramos angostos, estériles mineralógicamente, consiste en cuarzo, calcita, rodocrosita, redonita, pirita arsenopirita, galena de grano fino, blenda e inclusiones - de tetraedrita.
- B. Ramal Vetilla : Se localizan estos ramales al techo de la Veta Santa Teresita o Vetilla en forma de estructuras y/o lazos cimoides, localmente son importantes y de similares características en estructura y mineralización que la principal .
- C. Falla 670 : Reconocida en el nivel 7 y 6, posee un rumbo $N45^{\circ}W$ y 85° NE de buzamiento, cuyas potencias promedian 0.60 mts., de mineralogía - y estructuras similares a la veta Santa Teresita

o Vetilla.

- D. Veta Félix : Se denomina así a las mineralizaciones emplazadas en diaclazamientos , de rumbo N 25°E y 78°SE, de buzamiento, de 0.3 - 0.12 mts. de potencia, consistente en calcita, cuarzo, rodocrocita y escasas concentraciones de sulfuros económicos.
- E. Veta Luna Llena: Ubicada al NE de la mina, emplazadas en las calizas de la formación Pariahuanca, de rumbo N55° E y 83°SE de buzamiento con una potencia de 0.50 mts., consistente en galena alabandita, rodonita, pirita, tetraedrita, calcita, blenda, oxidaciones de Fe. Mn y Cu. Las leyes promedian 11.5 onz /TM Ag. y 110 mts. de afloramiento.
- F. Veta Santa Rosa: De rumbo N 36° y 67 NE de buzamiento paralelo a las calizas de formación Pariahuanca, con una potencia media de 0.85 mts. y 15.4 onz/TM Ag., contiene calcita, pirita y localmente fuerte oxidación de Fe y Mn.
- G. Estructura Apovinchos Tanto la estructura Apo-

vinchos como la Brecha, son paralelos a la estratificación, de rumbo $N55^{\circ}W$ y Buzamiento $38^{\circ}SW$. en conjunto suman un ancho de 22 mts. los flujos mineralizantes han producido cierto grado de metamorfismo en las calizas y en las lutitas un fuerte brechamiento; consiste principalmente de calcita, pirita e incrustaciones finas de marmitita y galena, con una ley de 0.9 onz/TM.

- H. Manto Sacra: Yacimiento ubicado a 4.5 kms. al NE de Mina Vetilla, en el contexto entre las calizas (Tactita) de las formaciones Chulec y Pariatambo; con un afloramiento de más de 400 mts. de rumbo $N43^{\circ}$ y $47^{\circ}NE$ de buzamiento, mineralógicamente se reconocen pirita, pirrotina, galena de grano grueso, mamartita, calcita y cuarzo; los valores de plata fluctúan entre 2 y 14 onz/TM.
- I. Zona El Burro Al Norte de la U.E.A. Santa Teresita se reconocen mineralizaciones por metamorfismo de contacto, tipo Skarn, son reconocibles la epidota, wollastonita, pirita, en este mismo halo de alteración se tienen vetas con abundante relleno de pirita y calcita.



8904,000

		UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA	
		PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA	
		GEOLOGIA - MINERIA Y METALURGIA	
		TESIS DE GRADO	
		GEOLOGIA REGIONAL	
		MINA VETILLA	
Q-co : Coluvial		Intrusivo	
Q-bo : Bofedal			
Km-Ph : Fm. Pariahuanca			
Km-Cr : Fm. Carhuás		Línea de cumbre	
Ki-Sa : Fm. Santa		Laguna	
Ki-Ch : Fm. Chimu		Nevado	
Trazo y Dibujo		Escala : 1 / 25,000	
Gustavo Bojorquez		Lámina : N°	
		Fecha : Año 1985.	

CAPITULO III

RESERVAS DE MINERAL

3.1. Clasificación del mineral de las reservas.

3.1.1. Por su utilidad :

a) Mineral Mena :

El todo block de mineral hay una ley igual o por encima del cut-off , que para la presente cubicación es de: 8.9 onz./TC. Este tipo de mineral es comercial o sea-deja ganancias a su valor paga todos los gastos directos e indirectos, incluyendo depreciaciones o intereses sobre la inversión.

b) Mineral Marginal :

Es todo block que tiene una ley por debajo del cut-off, y está comprendido entre 7.4 onz.Ag/TC, y 8.8 onz.Ag/TC.

El mineral marginal podra pasar a mena por las variaciones del precio de la plata, cotización del dólar, disminución de costos, y por su grado de recuperación en el tratamiento .

En nuestro asiento minero, hay casos que el mineral marginal se ha considerado como económico mezclando con

mineral de buena ley.

Este mineral mena y marginal nos cubica mineral.

3.1.2. Por su accesibilidad

a.- Mineral Accesible

Es todo aquel que tiene la infraestructura de la operación mineral disponible y es explotable. Generalmente este tipo de mineral se encuentra ubicado por encima de un nivel o galería (rampa) pero también puede estar ubicado por debajo de una galería, siempre y cuando se está avanzando con un desarrollo (cortada rampa o pique).

b). Mineral eventualmente accesible :

Es aquel que se encuentra por debajo de un nivel o galería, cuya extracción demanda trabajos mineros a largo plazo

3.1.3. Por su certeza

a) Mineral probado :

Son aquellos blocks, en el que el riesgo de continuidad de la veta es mínima en tonelaje, potencia, leyes y mineralización, como consecuencia de las labores realizadas de los muestreos obtenidos y de

la características geológicas conocidas.

b) Mineral Probable :

Es aquel cuya continuidad puede inferirse con algún riesgo en base a las características geológicas conocidas en un yacimiento , y son los blocks que se encuentran encima o debajo de los blocks probados, solamente el mineral clasificado como mineral probado probable, accesible y eventualmente accesible, forman las presentes reservas de mineral .

3.2. Crterios y Factores de la cubicación de reservas.

3.2.1 . El Cut Off

La ley mínima de explotación para la presente cubicación ha sido calculada en 8.9 onz.Ag/TC (Ver anexo No.Ii)

3.2.2 Muestreo

El muestreo es sistemático, el que se efectúa cada dos metros, sobre galerías, subniveles, y tajos, y cada un metro en las chimeneas en forma intercalada, asimismo se han practicado muestreos selectivos y

y remuestreos en algunas labores.

3.2.3. Leves

Se obtienen del ensayo de las muestras realizadas, tanto en las exploraciones, desarrollos preparaciones y labores de explotación, las que se registran en láminas y tarjetas de muestreo, en las que se les afecta por correcciones de erraticidad y dilución al ancho mínimo de explotación.

3.2.4. Leyes Erráticas

Se ha considerado como leyes erráticas a aquellas que superan el triple del promedio aritmético de los ensayos de las muestras vecinas inmediatas y en su defecto se les aplica un castigo del 50% y así sucesivamente, no debiendo ser en último caso inferior al promedio antes dicho.

3.2.5. Ancho Mínimo de Minado

Es el ancho mínimo en que la veta puede ser explotada. En mina Vetilla se ha considerado en 0.90mts., a excepción de algunos blocks en que se ha estimado en 0.80 mts. por lo extremadamente angosto de la estructura y la buena consisten-

tencia de cajas.

3.2.6. Dilución:

Es el material estéril que necesariamente se mezclan con el mineral al realizarse la explotación, además de la dilución incluida por el ancho mínimo de minado, no se incrementa por dilución al tonelaje de blocks.

3.2.7. Separación de blocks

Cuando en un tramo de muestreo ocurren cinco o más muestras de canal (promedio ponderado y castigado por erraticidad, y ancho mínimo tabeable por debajo del cut-off no se bloquea el mineral, la longitud mínima de blocks se considera más de 10 mts.

3.2.8 Longitud de Blocks

La longitud de los blocks es de 10 mts. y la máxima menor a los 100mts.

3.2.9. Altura de Blocks

Teniendo en cuenta la mineralización y la verticalidad de los clavos mineralizados, se considera una altura máxima de 20 mts. para el mineral positivo, y hasta 25 mts. para el mineral

probable en forma general e independiente de la longitud del block.

3.2.10. Castigos

Castigo a la ley del block por posible error en el muestreo y ensaye las leyes de todos los blocks, han sido afectados con un castigo del 10% y es el que figura en los cuadros de reservas del mineral.

3.2.11. Castigo al tonelaje

Los blocks en su generalidad han sido castigados en un 25%, a consecuencia de las probables puentes y pilares que puedan quedar durante la explotación.

3.2.12. Cálculos de área, volumen y tonelaje

Áreas: el área de los blocks es determinado por procedimientos geométricos, descomposición de área y en las de forma irregular mediante el empleo del planímetro. A dichas áreas se le ha incrementado con el factor de buzamiento de la veta o sea la consecante del ángulo de buzamiento de dicho block.

Volumen: Se calculó mediante el producto del área por ancho promedio.

Tonelaje: Para efectos de determinar el tonelaje se halla el producto del volumen por el peso específico, el mismo que se considera en 3.2 TM/M³ por el mineral in situ.

3.3. Mineral Potencial o Prospectivos

Es el mineral del que se tiene idea de su existencia por las evidencias geológicas observadas, así tenemos :

<u>Veta y/o Manto</u>	<u>TM</u>
Manto Sacra	10,500
Veta Santa Rosa	80,900
Falla 670	4,000
Ramal Vetilla	<u>1,500</u>
Total	<u>96,900 TM</u>

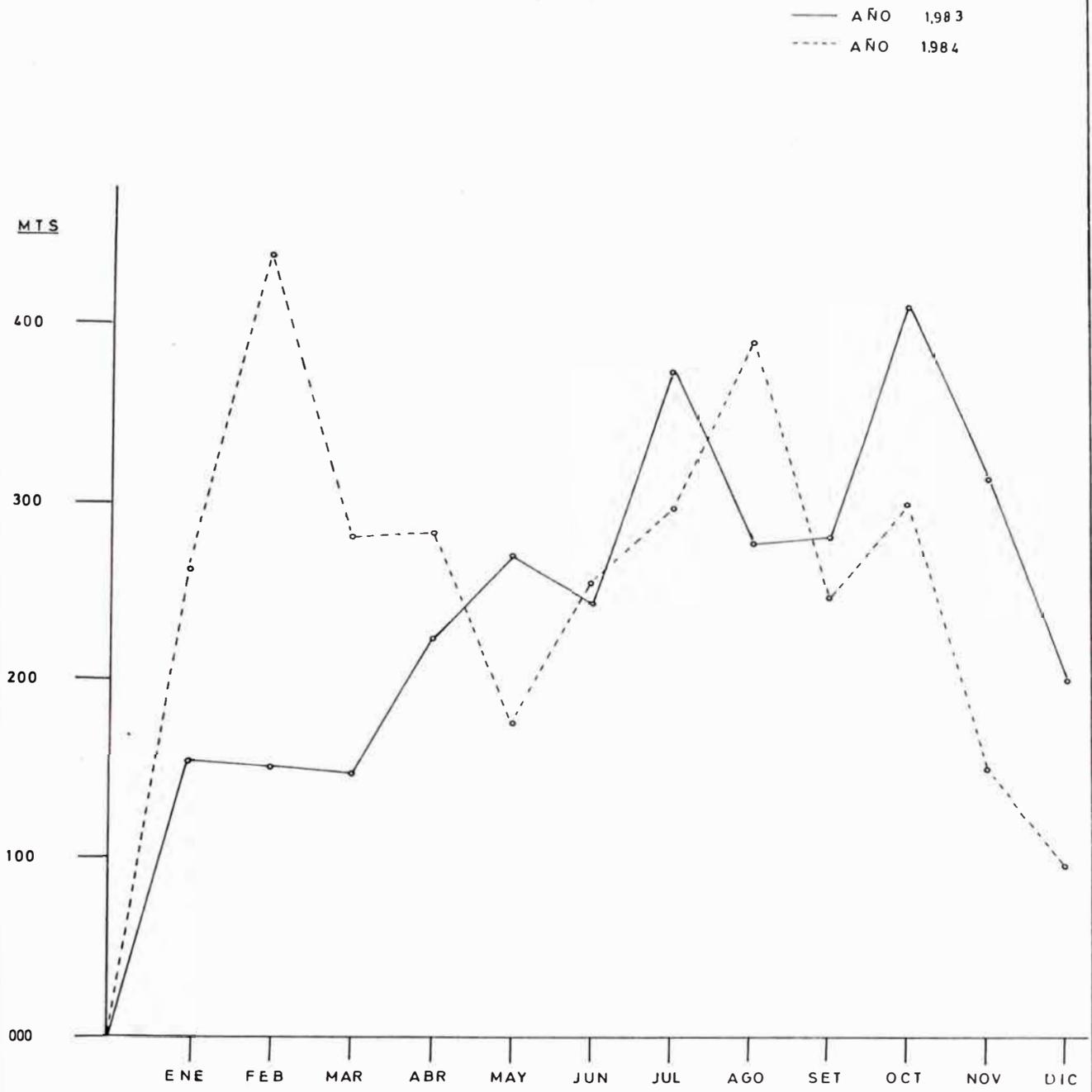
3.4. Resumen General de Reservas

<u>Mineral Probado</u>	<u>Tonelaje</u>	<u>Ley onz TC</u>	<u>pot. mts.</u>	<u>Ancho mts.</u>	<u>Utilidad</u>
Concesión Pedregal	54,208	8.7	0.80	1.1	Mena
Conc. Sta. Teresita	28,658	8.8	0.60	1.0	Mena
3ra. Conc. Sta. Teresita	2,121	7.3	0.85	1.0	Marginal
Conc. Sta. Teresita 8va.	4,890	14.8	1.2	1.5	Mena
Concs. María 5ta.	<u>11,853</u>	<u>7.8</u>	<u>1.5</u>	<u>1.5</u>	Marginal
Total	101,730	8.8	1.0	1.2	Mena

<u>Mineral probable</u>	<u>Tonelaje</u>	<u>Ley</u> <u>onz Ag /Tc</u>	<u>Pot</u> <u>(mts.)</u>	<u>Ancho</u> <u>(mts.)</u>	<u>Utilidad</u>
Concs, Pedregal	3,478	6.2	0.8	1.1	Submarginal
Concs.Sta.Teresita 3ra.	603	7.8	0.6	1.0	marginal
Conc.Sta.Teresita	-.-	-.-	-.-	-.-	-.-
Conc.Sta.Teresita 8va.	4,890	14.8	1.2	1.5	Mena
Concs.Maria 5ta.	<u>14,403</u>	<u>7.7</u>	<u>1.5</u>	<u>1.5</u>	Marginal
Total	23,374	8.9	1.0	1.2	Mena
Total General	125,104	8.8	1.0	1.2	Mena

Nota : A pesar de ser polimetálico la Cia. en un laboratorio no realiza ensayos para el Pb.,Zn.,Au., etc.

CUADRO COMPARATIVO DE AVANCES EN METROS
DESARROLLOS Y EXPLORACIONES
AÑOS - 1983 - 1984



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA	
PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA	
GEOLOGIA - MINERÍA Y METALURGIA	
TESIS DE GRADO	
DIAGRAMA DE DESARROLLOS Y EX- PLORACIONES AÑOS 1983 - 1984.	
Trazo y Dibujo	Lámina : N°
Gustavo Bojorquez	Fecha : Año - 1985

CAPITULO IV

MINERIA

4.1. DESCRIPCION DE LA MINA

Actualmente se cuenta con 15 niveles, de los cuales 12 corresponden mina Vetilla y 3 restantes a Mina Santa Rosa. Las operaciones mineras del presente están orientadas hacia la extracción del mineral Vetillas Vetilla y Santa Rosa, existiendo un programa de explotación y desarrollo, que permitirá el reconocimiento de las reservas.

Las labores mineras alcanzan desde el nivel 4,200 m.s.n.m. en su parte inferior, hasta el nivel 4,700 m.s.n.m.; en su parte más alta, o sea una diferencia de nivel de 500 m.

Las características de los diferentes niveles ya sea galerías o rampas; las galerías tienen una gradiente positiva y promedio 0.5% a 1% para el drenaje de agua mina. Las rampas varían de 10% a 12%, teniendo una rampa descendiente en el nivel Nv 8 del 12%.

Nivel 0000 Galería, evacuación de aire no hay salida a superficie.

- Nivel 000 : Galería, evacuación de aire, ingreso personal , con salida a superficie.
- Nivel 00 : Ingreso personal y aire con salida a superficie.
- Nivel 0 : Rampa, ingreso personal y aire, con salida a superficie.
- Nivel 1 : Rampa, ingreso personal y aire, con salida a superficie.
- Nivel 3 : Rampa, ingreso personal y aire, con salida a superficie.
- Nivel 4 : Rampa y galería, ingreso personal y aire con salida a superficie.
- Nivel 5 : Galería, ingreso de aire y personal, no hay salida a superficie.
- Nivel 6 : Galería, ingreso personal y aire, no hay salida a superficie.
- Nivel 7 : Galería, ingreso personal y aire, no hay salida a superficie.
- Nivel 8 : Rampa y galería, ingreso personal y aire con salida a superficie y es el nivel principal de extracción.

La producción mina Santa Teresita con sus vetas Santa Teresita o Vetilla y Santa Rosa para el año 1985 fué 51,597.40

T.MH y 4,299.78 TM H /mes con una ley promedio 7.89 onz Ag/TC. En el presente trabajo sólo se menciona la ley de Ag. y no así de los otros metales como el Pb, Zn y Au debido a su baja cotización y su poco valor, existiendo en poca proporción, y como ahorro a la compañía no se realizan en el laboratorio los ensayos de los metales ya mencionados.

La producción de finos de Ag. en el año 1985 fué 430,487.889 y al mes 35,873.991

El año 1985 la producción de finos fué menos que años anteriores debido a que apareció la alabandita, causando problemas en la flotación del mineral, como el mineral Ag, sus mejores valores aparece en los niveles superiores y por estar agotándose se tuvo que atacar zonas bajas para poder cumplir con la producción requerida, Mina Santa Rosa entró en explotación a partir de este año, en el mes de Septiembre se hizo una serie de pruebas; en el mes de Julio se trató 104 TM/hs con una ley de cabeza 13.4 onz Ag/TC solo se consiguió una recuperación del 28%, por tanto se tuvo que combinar este mineral Santa Rosa por su alto contenido de Manganeso, con el mineral de Vetilla, con una relación 6 a 1, en el mes de noviembre se benefició

382 TM Hs con una ley de cabeza 12.26 onz Ag/TC logran-
do una recuperación 63% con una ley de cabeza al hacer la
mezcla 8.49 onz Ag/TC.

El año 1985 se tuvo en avances un total de 1,536.95 mts.;
en exploraciones y en desarrollar 247.90 mts. que no sa-
tisface las necesidades de la mina para por lo menos, re-
poner las reservas que se extraen o explotan de tal manera
que las reservas originales del yacimiento se mantengan -
constantes.

4.1.1. Cuadro comparativo Distribución Personal

CUADRO COMPARATIVO DISTRIBUCION

PERSONAL

	<u>Octubre 1984</u>		<u>Octubre 1985</u>	
	<u>Empleados</u>	<u>Obreros</u>	<u>Empleados</u>	<u>Obreros</u>
Producción Mina	7	145	6	114
Servicios Auxiliares	1	22	1	18
Planta concentradora	3	30	3	28
Direc. Administrativa	4	2	3	1
Laboratorio	1	4	1	4
Geología	1	4	1	3
Ingeniería	1	3	1	3
Maestranza	2	12	2	10
Taller Eléctrico	1	1	1	1
Carpintería	1	2	1	2
Almacén	2	2	2	2
Mercantil	1	2	1	1
Tópico	1	---	1	---
Hotel	-	2	-	2
Escuela	2	---	2	---
Sanidad	-	1	-	1
Lavandería	-	1	-	1
Guardiana	-	5	-	3
Seguridad	2	---	1	---
Campamentos	1	3	1	2
Carreteras	-	2	-	2
<hr/>				
Total Personal	31	243	28	198
	==	===	==	===

4.1.2. Equipo Mina.

a) Equipos Convencionales.- Los principales son los siguientes :

<u>Equipo</u>	<u>Marca</u>	<u>Tipo</u>	<u>Cantidad</u>
Locomotora	Bev	WRS(1.5Ton)	3
Winches Neumáticos	Joy	2 Tamboras 7.5Hp	2
Perforadoras	Toyo	Jack Ley 280L	36
Carros mineros		U-27	5
Carros mineros		U-35	12
Bombas neumáticas	Wilden	M-8	2
Ventiladores	Varios	Axiales	4

b) Equipo Tracklers.- Los principales son los siguientes :

Scooptram	Wagner	ST-2D	2
-----------	--------	-------	---

4.1.3. Distribución de Vehículos:

<u>Vehículos</u>	<u>Secciones</u>	<u>Cantidad</u>	<u>Estado</u>	<u>Observaciones</u>
(3)Transporte Materiales:				
Camión Dodge	Viveres	1	R	Año 1,980
Volquete Dodge 500	Carpintería	1	R	Año 1,980
Mercedes Benz Vol - quete	Almacen	1	B	Año 1,981.

4.1.4. Transporte Mineral .

a) Transporte Interior Mina.- Solo existe un nivel principal Nv 8 extracción por la veta Vetilla que es el nivel principal y que representa el 90% de

la producción total de la mina, el resto veta Santa Rosa que es el nivel 542.

En el Nv 8 se cuenta con dos locomotoras BEV a baterías de 1.5 tn.; que cubre la producción requerida en la planta de 150 TPA en el Nv 542 Santa Rosa, solo se utiliza carros mineros tipo 0-27 que son empujados normalmente por dos hombres por carro y el rendimiento es 2 carros/guardia promedio.

Para los niveles intermedios se transportan con carros mineros tipo U-27 a los ore pass que son empujados manualmente por carreros.

En las rampas, el transporte de mineral los hace a los ore pass por medio de los scoops y en caso de monte los scoops rellenan los tajos vacíos, en caso contrario se saca a las canchas de superficie, ya se mencionó que los niveles pueden ser rampas o galerías.

- b) Transporte mineral en superficie.- Existen dos volquetes de 10 ton de capacidad, que transportan el mineral chuts neumáticos nivel principal Nv 8 a tolva de gruesos de planta concentradora que es-

tá a una distancia de 2 kms.

4.1.5. Servicios Auxiliares :

a) Aire comprimido : La capacidad instalada se muestra en el siguiente cuadro :

<u>Comprensoras</u>	<u>Capacidad Placa PCM</u>	<u>Capacidad Placa PCM</u>	<u>Rendimiento %</u>
Atlas CopcoXA350 #1	750	563	75
Atlas CopcoXA350 #2	750	600	80
Atlas CopcoXA350 #3	750	638	85
Atlas CopcoXA350 #4	750	668	89
Ingersoll Rond #R.450	750	638	85
<hr/>			
Total :	3,750	3,107	83

Nota: No se consideran las compresoras en reparación I.R.450 y

DT - 2.

El consumo de aire se tiene en el siguiente cuadro.

Equipo	Cantidad	Consumo Unitario P.C.M.	Consumo Bruto P.C.M.	Simultaneidad T F	Consumo Real PCM
<u>Mina:</u>					
Perforadores	26	150	3,900	0.55	2,145
Winche 2 tambores	1	200	200	0.55	110
Winche 1 tambor	2	100	200	0.54	108
Bombas neumáticas	2	100	200	0.54	108
Ventiladores	2	150	300	0.54	162
Perforadora Pack Soc	1	150	150	0.53	80
Chuts Neumáticos	3	200	600	0.52	312
Perforadora Winky	1	200	200	0.52	104
Sifones	3	100	300	0.51	153
<u>Superficie:</u>					
Afilador Barrenos	2	50	100	0.51	51
Reparación pert.	2	100	200	0.50	100
Taller de herrería	1	70	70	0.50	35
Total :	46		6,420	0.54	3,468

El balance de aire : Mina Santa Teresita

Producción: Real medida	3,750 p.c.m.
Pérdidas por escape	1,000 p.c.m.
Pérdidas permisibles (15% de consumo)	563 p.c.m.
Aire recuperable	2,187 p.c.m.
Consumo de aire en Mena y superficie	3,468 p.c.m.
Necesidad real de aire comprimido	3,800 p.c.m.
Deficit de aire comprimido (3,800 - 3,750)	la capacidad de compresoras instaladas , cubre la necesidad de los requerimientos actuales, pero teniendo en cuenta el eliminando los escapes de aire que son en gran proporción y atecta la normal operación de la mina.

4.1.6. Electricidad:

La compañía dispone de un grupo caterpillar cat, 398 de capacidad nominal 750 kw, su rendimiento efectivo a 4,200 m.s.n.m. debe ser 450 kw, cubre la

demanda. En el año 1984, se tuvo que alquilar un grupo de Ferreyros, durante la reparación de este grupo se dispone de grupo muy antiguo D-336 que a la fecha no es reparada.

El grupo Cat 398 tuvo el siguiente performance:

Horas de trabajo	7,578 hrs.
Kw generador	1'689,560 kwh.
Petróleo consumido	118,330 gln(15.6 gln/hr)

4.1.7. Agua industrial .

El agua se bombea del río Pativilca con una bomba eléctrica trifásica que tiene una capacidad de 47 galones/minuto, 50 metros de altura bombeo, 2" de diámetro de sección, 1 1/2" de diámetro descarga 6.6 Hp de potencia y de 3,450 R.P.M.

El bombeo es una poza de cemento que será para el consumo de la planta concentradora.

Para abastecer el consumo de agua para la perforación, regado, se dispone 5 tanques de agua, 10,000 galones para abastecer.

Por la filtración del agua interior mina y el cuneteo se capta en un tanque en el Nv 542, y por me-

dio de una bomba sumergible. Wilden M-8 alimenta a los tanques al macenamiento, lo importante es esta agua permanece todo el año, esta mina por tener un encampane muy pronunciado, se usan los sifones para así abastecer el agua a las partes altas.

4.1.8. Ventilación :

Por ser la ventilación natural buena solo se usa ventiladores para los frentes tales como rampas y galerías ciegas, los ventiladores que se utilizan son : 5,000 c.f.m. con 6'' de agua. La conducción del aire de estos ventiladores se utilizan mangas de ventilación de 18'' \varnothing .

Requerimiento de aire fresco que debe tener la mina de acuerdo a ley general de Minería donde indica.

4.2. Minado Actual : Actualmente la mina se explota con dos métodos de explotación como son:

- a) Tajeos abiertos ascendente con sostenimiento con puntales.
- b) Acumulación provisional o shirinkage.

Estos dos métodos se emplea en la mina Vetilla, en la mina Santa Rosa solo se emplea el método de acumulación provisional.

A Diciembre de 1985 los métodos de explotación em -

pleados eran :

<u>MINA</u>	<u>METODO DE EXPL OTACION</u>	<u>PRODUCCION MENSUAL</u>	<u>%</u>	<u>EFICIENCIA</u>
Santa Teresita	Tajeos abiertos	688.80	28	2.5 TMS/tarea
	Acumulaci3n	1,400.90	57	3.6 TMS/tarea
Santa Rosa	Acumulaci3n	355.90	15	3.3 TMS/tarea
Total :		2,445.60	100	

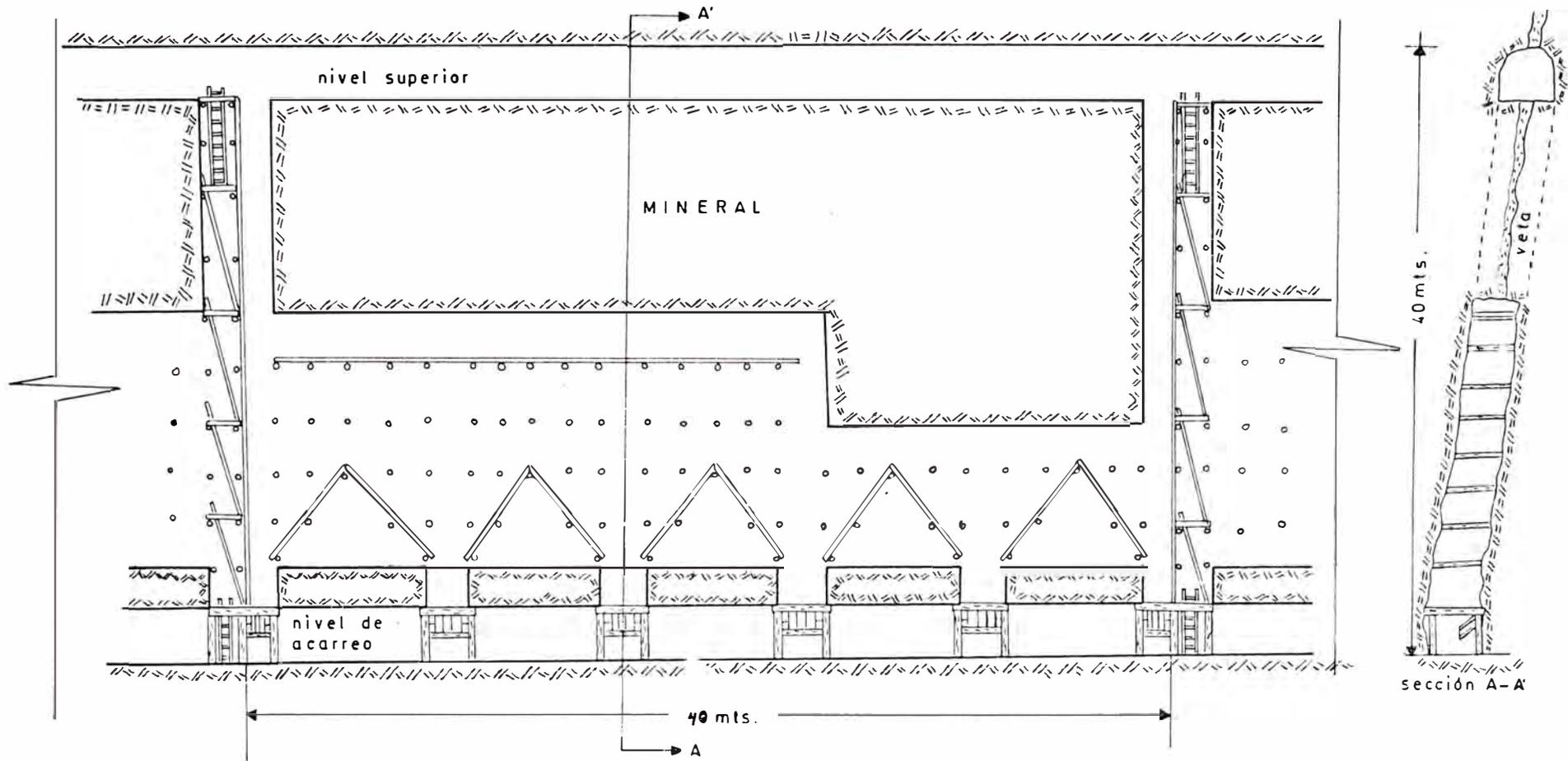
4.2.1. Descripci3n del m3todo tajeo abierto con sosteni -
miento de puntales.

El m3todo consiste en arrancar el mineral en rabanadas horizontales, avanzando de la parte baja que es el subnivel de preparaci3n, para mayor rendimiento se emplea las rebanadas verticales, en este m3todo no se emplea relleno para sostener las cajas.

El espacio abierto dejado por la explotaci3n es a-puntalado para sostener o soportar las presiones de las cajas, el acarreo y transporte es por gravedad.

La aplicaci3n de este m3todo es limitada a vetas an-gostas peque1os lentes mineralizados y clavos de mineral y como es el caso veta Santa Teresita.

Las labores de preparaci3n y las actividades cicl*i*



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA	
PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA GEOLOGICA - MINERA Y METALURGICA	
TESIS DE GRADO	
TAJEO ABIERTO CON SOSTENIMIENTO DE PUNTALES	
Trazo y Dibujo Gustavo Bojorquez	Lamina: N° Fecha: Año 1985

cas de la explotación mencionada, tanto en los sistemas de explotación ya sea en el convencional o trackless.

Condiciones de Aplicabilidad :

- Veta angosta; entre 0.6 a 1.0 mt.
- Cajas y mineral relativamente duro.
- Fuerte buzamiento (75° - 85°).
- Ancho de tajeo de 1.50 mts. promedio.
- Longitud de tajeo : 40 mts.
- Altura de tajeo 40 mts.

Ventajas

- Bajo costo de explotación.
- Gran rendimiento
- Arranque rápido.
- Permite fácil cabeceo entre los tajeos.
- Gran recuperación.
- No necesita relleno.
- Buena ventilación.
- Es relativamente selectivo.

Desventajas

- Requiere condiciones especiales mineral duro y cajas duras.

- El espacio abierto constituye un peligro constante para el trabajador.
- Se requiere gran cantidad de madera.
- Incomodidad para operar.
- Alto riesgo de seguridad.
- Relativa dilución de mineral, por desprendimiento de cajas.
- Gran trabajo de apuntalamiento.
- No se puede hacer trabajos de exploración.
- Aplicable a vetas, clavos y lentes de mineral.
- Campaneo constante del mineral y empleo de gran cantidad de voladura secundaria.

Flexibilidad

Podemos decir que este método es flexible, si las necesidades lo exigen por causas que pueden ser diversas; entre estas tenemos :

- Precio de los minerales.
- Aumento de la capacidad de la planta de beneficio.
- Implementación de una nueva tecnología.
- Otros

Podemos pasar el método de corte y relleno ascendente, y shrinkage.

4.2.1.1. Planeamiento de Minado

a) Características de un Tajeo en Explotación :

Distancia entre niveles del block: 40.0 mts.

Longitud de Tajeo : 40 mts.

Potencia promedio de la veta : 0.90 mts.

Ancho de labor : 1.2 mts.

b) Plan de Trabajo :

Producción planteada (T M P A) 54,000

Días laborales al año 300

Producción diaria (T P D) 180

Producción por guardia (T M) 90

c) Cantidad de Tajeos

Producción anual por tajeo : 3,950 ton. (ver capítulo IV)

Número de Tajeos : 14 tajeos.

Eficiencia del Método de Explotación Tajeo Abierto

A. Eficiencia de Preparación :

a) Preparación de cruceros :

5 cruceros de 2.5 mts. = 12.5 mts.

12.5 mts. / 1.2 mts. / disp. = 11 disparos

1.00 gda./disp. x 11 disp. = 11 gdas.

$$11 \text{ gdas.} \times 2 \text{ tareas/gda.} = 22 \text{ tareas.}$$

b) Preparación de Chimeneas Extracción (embudos)

$$5 \text{ chimeneas de } 4.5 \text{ mts.} = 22.5 \text{ mts.}$$

$$22.5 \text{ mts./}1.2 \text{ mts./disp.} = 19 \text{ disp.}$$

$$1 \text{ gda./disp.} \times 19 \text{ disp.} = 19 \text{ gdas.}$$

$$19 \text{ gdas.} \times 2 \text{ tareas / gda.} = 38 \text{ tareas}$$

c) Preparación de Subnivel

$$1 \text{ subnivel de } 40 \text{ mts. de sección de } 1.8 \times 1.2 \text{ mts.}$$

$$40 \text{ mts./}1.2 \text{ disp.} = 34 \text{ disp.}$$

$$1 \text{ gda./disp.} \times 34 \text{ disp.} = 34 \text{ gdas.}$$

$$4 \text{ tareas / disp.} \times 34 \text{ gdas.} = 136 \text{ tareas}$$

Eficiencia de Preparación :

	<u>tareas</u>	<u>Ton.</u>	<u>Eficiencia</u>
Preparación cruceros	22	151	6.86
Preparación chimenea extrac.	38	130	3.42
Preparación subnivel :	<u>136</u>	<u>277</u>	<u>2.04</u>
Total :	196	558	2.85

Eficiencia en Explotación :

a) Rotura de Mineral :

1.- Perforación y Voladura :

$$\text{Ton/m.c.} = 1.2 \text{ m.} \times 1.2 \text{ m.} \times 20 \text{ m.} \times$$

$$3.2 \text{ ton./m}^3 = 92.16 \text{ ton.}$$

$$\text{ton/tal} = 0.761$$

$$\text{Número de taladros} = 92.16 / 0.761 = 121 \text{ tal.}$$

$$121 \text{ tal} / 20 \text{ tal/gda} = 6 \text{ gdas.}$$

$$6 \text{ gdas} \times 2 \text{ tareas/gda} = 12 \text{ tareas} \quad \underline{12 \text{ tareas}}$$

$$\text{Total tareas perf y voladura} \quad 12 \text{ tareas}$$

2. Enmaderado.

$$\text{Arreglo de caminos, instalación, servicios, transporte madera} \quad 10 \text{ tareas}$$

$$\text{Colocado puntales de seguridad} \times 7 \text{ gdas} \times 2 \text{ tareas/gda} \quad \underline{14 \text{ tareas}}$$

$$\text{Total tareas de enmaderado} \quad 24 \text{ tareas}$$

$$\text{Total rotura de mineral :} \quad 36 \text{ tareas}$$

b) Extracción de mineral :

Se emplea el scoop tram ST-2 D.

$$2 \text{ gdas} \times 2 \text{ tareas/gda} = 4 \text{ tareas.}$$

Eficiencia de explotación:

	<u>Tareas</u>	<u>Ton</u>	<u>Eficiencia</u>
Rotura de mineral	36	92.16	2.56 ton/tarea
Extracción y/o limpieza mineral	<u>4</u>	<u>92.16</u>	<u>23.04ton/tarea</u>
	40	184,32	4.61ton/tarea

4.2.2 Descripción del método de explotación acumulación provisional o shirinkage.

Este método tiene como finalidad que el mineral arrancado queda acumulado en el tajo, queda como una plataforma de trabajo a los mineros, el arranque de mineral incrementa el volumen más o menos 60% para considerar la distancia del piso al techo al tajo se debe extraer el exceso de mineral en un 30% se sobreentiende que el resto queda en el tajo hasta que haya terminado, en toda su altura se recomienda que el espacio entre el techo y el piso sea de 2 mts. para que el perforista trabaje con comodidad.

Condiciones de aplicabilidad. -

- 1.- Regularidad de la veta, no presentación de cambios bruscos de buzamientos en su extensión, esto permitirá un normal descanso de mineral arrancado.
- 2.- Alto buzamiento para permitir un resbalamiento natural del mineral arrancado.
- 3.- Roca de caja que no se desprenda con suma facilidad para evitar la dilución.
- 4.- Potencias mínimas susceptibles de ser explotados e-

conómicamente ya que la dificultad que presenta el escogido dentro del tajo obligaría a una alta dilución.

- 5.- Límites bien definidos de la veta, es decir, que mayormente no se encuentran ramificaciones, ni reemplazamiento económico de las cajas.
- 6.- Ausencia de minerales arcillosos, capaces de aglomerar la masa e impedir la libre caída del mineral.
- 7.- Existencia de minerales poco oxidables, de lo contrario se tendría que afrontar problemas por la oxidación en el proceso concentración.
- 8.- La no ubicación de las labores bajo zonas que en un posterior hundimiento tendría repercusión catastrófica para el lugar, ya que el método permite dejar vacíos sin necesidad de relleno para su sostenimiento.

Ventajas:

Costo de exploración bajo.

Arranque rápido.

El ciclo permite un trabajo fácil y sencillo.

Posibilidades de recuperación del 100% de mineral.

Rendimiento de extracción moderado.

- Usos mínimo de madera.
- No necesita sostenimiento.
- Buena ventilación.
- Gran facilidad para el cabeceo.
- Es un método seguro, da confianza al trabajador, - tiene como techo roca firme y como piso al mineral acumulado que es bastante estable.

Desventajas:

- No es selectivo.
- No se puede hacer trabajos de exploración.
- No se puede extraer el mineral mayor de lo necesario.
- Se observa gran dilución cuando el ancho del tajeo es demasiado por la rotura de grandes bancos.
- Demora en la preparación, implica aumento en los costos.
- Dificultad e hacer el espacio para la perforación debido a que al chutear el mineral, se saca más de lo necesario, se tiene que colocar andamio para la perforación, causando demoras para la explotación.

También se produce campaneos o se apelmá

za el mineral causando aumento de costos de voladura secundaria.

Para su aplicabilidad es necesario tener en cuenta el gran número de tajeos, para cumplir producción planta-concentradora.

Flexibilidad:

El método puede cambiar por tajo abierto con sostenimiento con puntales y corte relleno.

4.2.2.1. Planeamiento de minado :

a) Características de un tajo en explotación

Distancia entre niveles del block : 40 m.

Longitud del tajo : 40 m.

Potencia promedio de la veta : 0.90

Ancho de labor : 1.2 m.

b) Plan de Trabajo :

Producción planteada (TMPA) 54,000

Días laborables al año 300

Producción diaria (TD) 180

Producción por guardia (TM) : 90

c) Cantidad de tajeos :

Producción anual por tajeo : 3,686 ton (ver cap. IV.)
Número de tajeos : 15 tajeos.

4.2.2.2. Eficiencias del método explotación shirinkage :

A) Eficiencia de preparación :

a) Perforación de dedo o box holes.

5 dedos de 3.6 m. = 18 m.
18 m./12 m/disp. = 15 dupares.
1 gda/disp x 15 disp. = 15 gdas.
15 gdas x 2 tareas/gda = 30 tareas 30 tareas

b) Preparación del subnivel :

Subnivel de 40 m.
40m/1.2m./disp. = 34 disp.
1 gda/disp x 34 disp = 34 gdas.
4 tareas/disp x 34 disp = 136 tareas 136 tareas

c) Preparación de tolvas :

Una tolva de madera con una eficiencia tolva completa/2 gdas.

2 tareas/gda x 2 gda/tolva x 5 tolvas = 20 tareas

Transporte de madera

2 tareas/tolva x 5 tolvas = 10 tareas 10 tareas

Total de tareas en preparación : 196 tareas.

B) Eficiencia en explotación :

a) Rotura de mineral :

1. Perforación :

$$\text{Ton/m.c.} = 1.2 \times 1.2 \times 20 \times 3.2 = 92 \text{ ton.}$$

$$\text{Ton/tal} = 0.761$$

$$\text{Número tal} = 92.16 / 0.761 = 121 \text{ tal.}$$

$$121 \text{ tal} / 40 \text{ tl/gda} = 3 \text{ tareas} \quad 12 \text{ tareas}$$

2. Voladura :

$$121 \text{ tal} / 40 \text{ tal/gda} = 3 \text{ gdas.}$$

$$2 \text{ tareas/gda} \times 3 \text{ gdas} = 6 \text{ tareas} \quad 6 \text{ tareas.}$$

3. Pampeo del piso para iniciar nuevos cortes = 2 gdas.

$$2 \text{ tareas/gda} \times 2 \text{ gdas} = 4 \text{ tareas} \quad 4 \text{ tareas}$$

4. Enmaderado:

$$\text{Arreglo de caminos, puntal es seguridad} = 2 \text{ gdas.}$$

$$2 \text{ tareas/gda} \times 2 \text{ gdas} = 4 \text{ tareas} \quad 4 \text{ tareas.}$$

b) Vaciado del tajeo :

Del corte nos quedará para extraer :

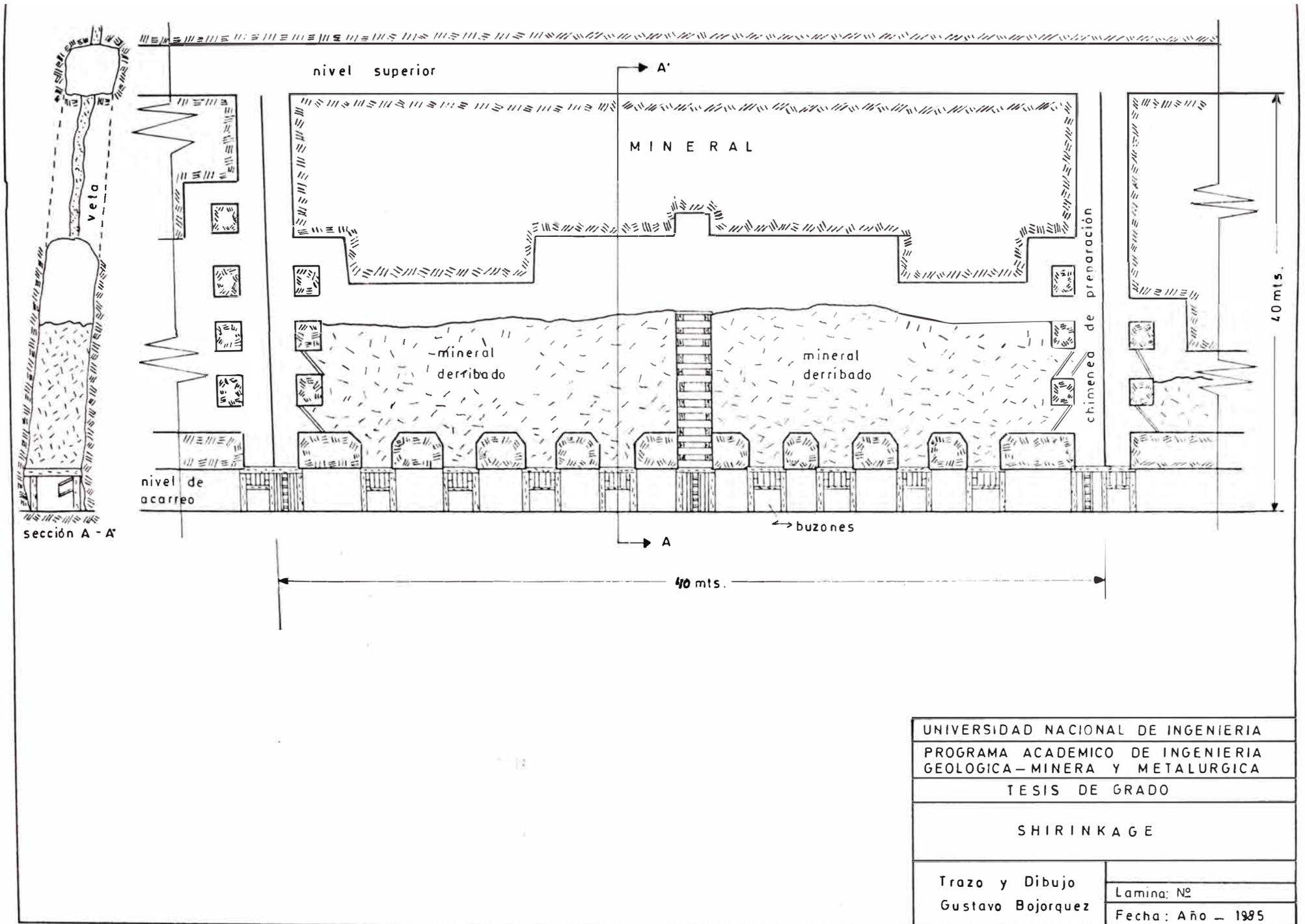
$$92 \text{ ton} - 31 \text{ ton} = 61 \text{ ton,}$$

$$\text{Se tiene un promedio} \quad 6 \text{ ton/g dias.}$$

$$2 \text{ tareas/gdia} \times 11 \text{ g dia} = 22 \text{ tareas} \quad 22 \text{ tareas}$$

Para asegurar el tajeo de las 61 ton

$$\text{que se ha vaciado} \quad = 20 \text{ puntales}$$



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA	
PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA GEOLOGICA-MINERA Y METALURGICA	
TESIS DE GRADO	
SHIRINKAGE	
Trazo y Dibujo Gustavo Bojorquez	Lamina: N°
	Fecha: Año - 1985

20 puntales x g dia/6 puntales = 4 g dias.

2 tareas/g dia x 4 g dias = 8 tareas 8 tareas

Eficiencia de explotación			
	<u>Tareas</u>	<u>Ton</u>	<u>Eficiencia</u>
Rotura de mineral	26	92	3.54 ton/tarea
Vaciado de tajeo	<u>30</u>	<u>61</u>	<u>2.03 ton/tarea</u>
	56	153	2.73 ton/tarea

4.3 Sistema de Explotación:

En la compañía se emplea dos sistemas de explotación :

4.3.1. Sistema convencional :

A. Descripción.- El sistema consiste en usar riel es ya sea para la extracción mineral de las tolvas de los tajos y para los desarrollos de las frentes la mayor parte de los tajeos, el método empleado es por tajo abierto con sostenimiento con puntales en menos empleo el shirinkige estático.

Los niveles que se utiliza en este sistema son: Nv 0000, Nv 4, Nv 5, Nv 6, Nv 7, Nv 8 son de sección 6' x 7'.

Las características que podemos citar son las siguientes :

El uso de carros mineros sobre rieles, tanto para la extracción de mineral de los tajos, minero y/o desmonte frentes desarrollo. Los carros mineros son del tipo U-27 que son empujados por carreros que son en número de 2 ó 3 obreros.

La mayoría son de sección reducida, las galerías que se trata de standarizar 6' a 7'

Para el descargue del mineral de los tajos se emplea los chuts que mas adelante se detallará su preparación.

En los frentes solo se emplea tamperos que son cargados a los carros mineros.

Es lenta la extracción debido a que constantemente se campaneá las tolvas ya sea con bancos y madera y se implementa el costo voladura secundaria.

La limpieza se realiza en forma manual, también es lento por problemas constante desca-rilamiento de los carros mineros, presenta mucho control para el avance.

B. Preparación .- Para la preparación del block evaluado se requiere, que éste se encuentre entre 2 galerías desarrolladas con una diferencia de nivel de 40 a 45 mts, la longitud del block por prepararse debe entrar en el rango de 40 mts.

La preparación de la base del tajeo se hace de 2 maneras:

- a) O se deja una franja de 2 ó 3 metros de espesor con aberturas para tolvas cada 6.6 metros.
- b) O se llevará el techo del nivel colocado cuadros en toda la longitud del tajeo.

La elección dependerá de la riqueza del mineral por extraer, si es muy rico se extrae todo y se pone cuadros, en caso contrario se deja el puente para evitar el gasto de madera, que no compensa la extracción de ese mineral, incluye también en la rapidez de poner explotación al tajeo. Los trabajos de preparación consiste en los siguientes pasos :

- b.1. Perforación dedos o Box-Holes.-Estos " dedos " de corta longitud tendrá la finalidad de dar acceso al subnivel

que luego servirán tolvas de extracción.

Este trabajo por ser de fácil ejecución debido a la accesibilidad de la galería, se efectúa por el método manual.

Estas dudas tendrán doble comportamiento para las chimeneas principales y solo compartimiento para las chimeneas de sección 1.5 x 1.20 mts, será según rumbo de la veta, dejan en puente 4 mts, luego se conea con inclinación 45°.

- b.2. Perforación del subnivel.- Construidos los chimeneas, se está en condiciones de hacer el subnivel que abarcará la longitud asignada para el block, un trabajo inicial es la preparación del andamiaje en una de las chimeneas laterales que sirve como base para la perforación y comenzar el arranque. Este subnivel se hace con una sección de 1.8 m x ancho veta más 10% dilución, se realiza sobre el techo de galería principal inferior, el trazo de perforación usado es el mismo para frontones en galería, la diferencia se nota en las dimensiones del frente de ataque es de 0.8 m a 1.20 m de ancho por un altura de 1.8 m. a 2.0 mts de altura. En el desarrollo se va comunicando cada uno de

los chuts construidos, ya que servirán como medio de descargue del mineral roto. Si se tiene necesidades de hacer perforaciones rápidas y se cuenta con el personal necesario, este subnivel se puede construir con dos frentes de ataque, avanzando hacia el centro las chimeneas laterales.

Se ha optado una altura mínima de 1.8 mts dada la posibilidad de realizar la perforación de arranque normal del tajeo con máquinas de avance vertical, esta altura, además permite un libre desplazamiento del personal y equipos necesarios.

- b.3. Perforación de chimeneas de acceso y ventilación. Estas chimeneas de acceso al tajeo y ventilación, se debe perforar sobre veta, desde nivel inferior a superior las chimeneas estarán ubicadas a 40 mts. de distancia una de otra, limitando el block por explotarse, además se prepara la chimenea intermedia después de explotarse las 15 a 20 mts, para mayor fluidez para los servicios para la explotación, las chimeneas límite tienen la finalidad con el fin de formar cara libre para los cortes, estas chimeneas están comunicadas mediante ventanas.

b.4. Cono.-Una vez terminado el subnivel y los chuts se procede a dar forma de conos a éstas últimas, - esto se realiza en dos etapas, en la primera se dispara a partir del subnivel hasta conseguir la forma de un embudo achatado y en la segunda se ensancha el subnivel lo estrictamente necesario.

C.-Explotación : La explotación tendrá 3 etapas y son:

- c.1. Rotura.
- c.2. Limpieza y acerreo del mineral.
- c.3. Sostenimiento.

Estas etapas no se trabajarán en ciclos intercalados como ocurre en un corte y relleno corriente, no en grupos de tajeos que están atravesando estas secuencias de la explotación de acuerdo a una planificación racional.

En el sistema convencional se emplea los dos métodos de explotación, como a) el método tajo abierto con puntales de sostenimiento, b) el shrinkage o acumulación provisional en la mayoría de los tajeos en un 10%, el tajo abierto con puntales -- sostenimiento en un 90%. Acumulación provisional debido más que nada para abastecer el consumo de la planta concentradora, en acápite anterior

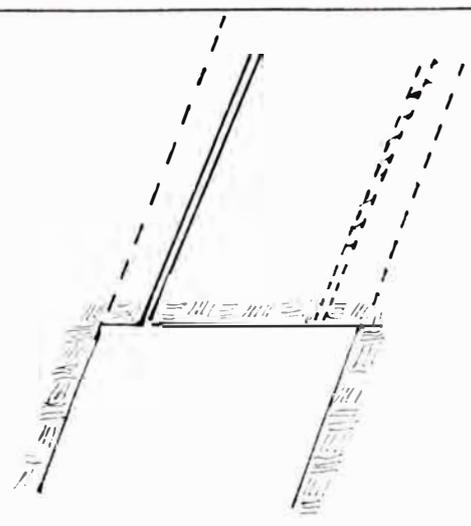
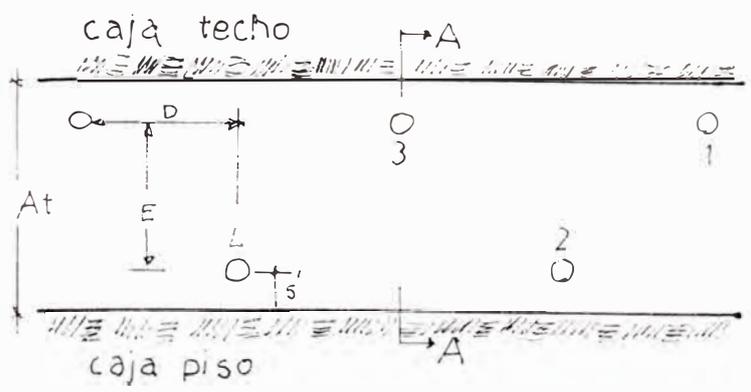
ya se expuso las ventajas y desventajas de cada método como sus condiciones de aplicación.

c.1. Perforación y trazos: La perforación se realiza empleando perforadoras de avance horizontal (Jack Leg) y vertical (Stoper), los trazos más frecuentes que se utilizan.

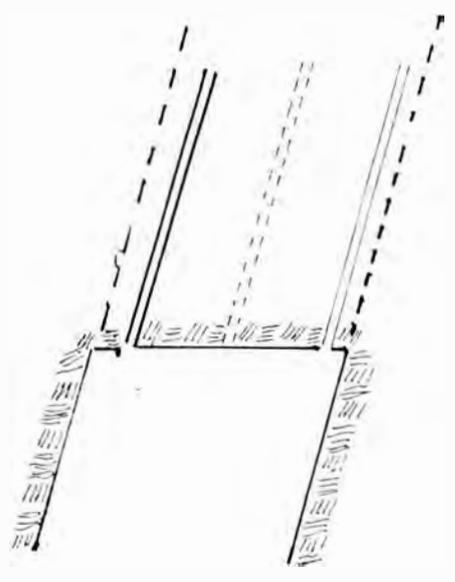
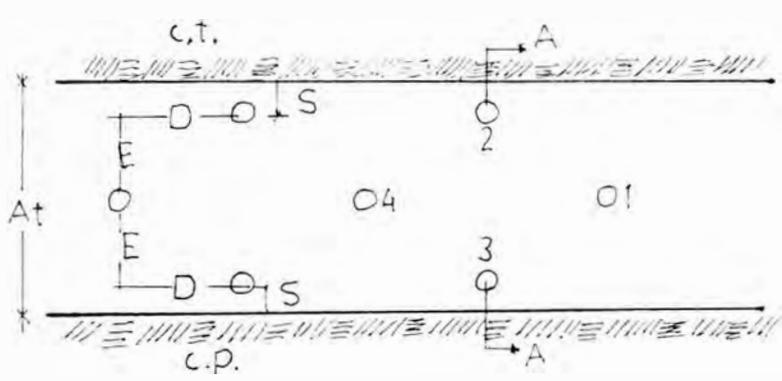
1. Zig, zag, usados en terrenos un poco suaves y cuando la veta es muy angosta, la separación en taladores varía de 1,2 pies, según sea la dureza del terreno, buscándose en lo posible evitar voladura secundaria, de los bancos que se obtengan.

2. Triangulo llamado también "dos-uno", este trazo se usa para vetas un poco anchas y de apreciable dureza. Se caracteriza porque a lo largo de la veta se hacen 2 taladros paralelos seguidos de uno en el centro de la veta, la distancia entre taladros igualmente varia entre 1 y 2 pies. Se procura llevar durante la explotación el techo horizontal, pudiendo tolerarse un frente un poco inclinado.

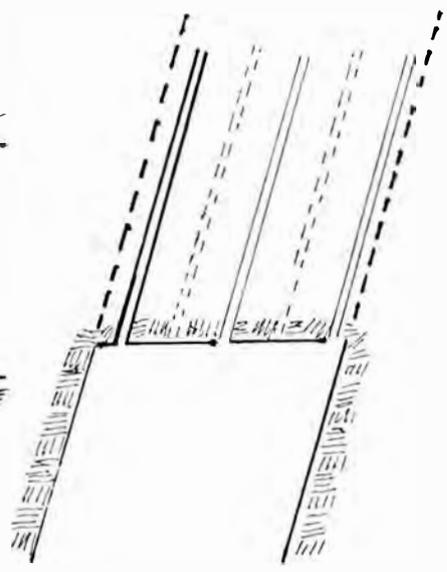
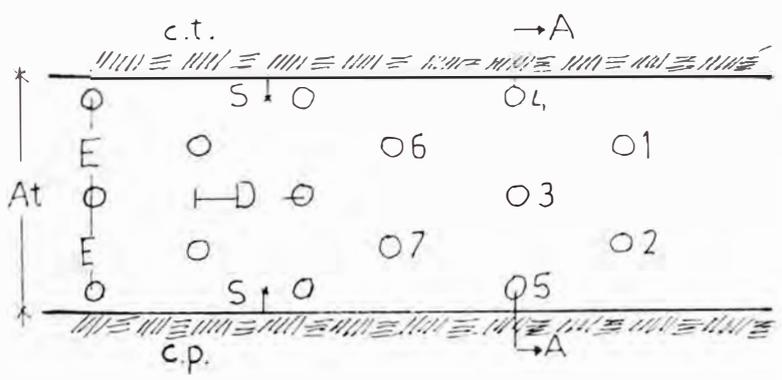
c.2. Limpieza y acarreo del mineral: Luego de la rotura se procede a extraer mineral de los buzones, se rea



a) MALLA ZIG - ZAG



b) MALLA 2 X 1



c) MALLA 3 X 2

Dib. G. BOJORQUEZ H.
 ESC: 3/E
 FECHA: Julio 86

UNIVERSIDAD NAC. INGENIERIA
 F. I. G. M. M

MALLAS DE PERFORACION

liza normalmente por medio de carros mineros tipo U-27 sobre rieles que son empujados a las oreas por cada carro se emplea dos hombres, se colocan ranflas encima de los puentes con el propósito de que el mineral que cae por gravedad llegue directamente a los buzones. Esta fase de la exploración no ofrece mayores inconvenientes, solo el caso que se campaneé, provocando retrasos en la extracción, y el consumo de explosivos incrementando el costo de voladura secundaria, en el caso de el método acumulación estático.

Solo se saca la carga sobrante para que el perforista tenga el espacio libre suficiente para la perforación.

c.3. Sostenimiento

El espacio abierto por la explotación se enmadera acto seguido mediante puntales de línea y plataforma que posteriormente sirven como piso para la perforación, los puntales empleados son de madera de eucalipto de 5''Ø , 6''Ø dependiendo del ancho del tajeo, las plataformas son hechas de tablas de eucalipto de 2'' de espesor, cuando se emplea el método tajo abierto con puntales de soste-

nimiento, hay dos tipos de puntales que se utiliza, puntales en línea que es para usar como piso para la perforación y voladura que están separados tanto en altura, 0.80 a 0.90 cm. y separación horizontal 0.50 cm. los puntales de seguridad que sirven como sostenimiento, se apoyan perpendiculares a las capas lógicamente de acuerdo al buzamiento de la veta.

El caso del método de acumulación o shirinkage, - el uso de madera es mínimo, el sostenimiento es la carga acumulada, caso solo desprendimiento - de capas puntales de seguridad o pernos de anclaje.

d. Análisis técnico del ciclo de minado.- Vamos a hacer un análisis del sistema convencional y mas adelante el sistema trackless, tomando en cuenta datos base y supuestos sobre lo que determinará el análisis siendo estos los siguientes:

DATOS BASE

Producción planta	:150 TMPD
Producción mina requerida	:180 TMPD
Ancho de tajos	:1.2 mts.
Método minado	:Almacenamiento provisional o shirinkage.

Densidad mineral in situ	:3.2 TM/m ³
Densidad mineral roto	:2.0 TM/m ³
Número horas/guardia	:8.0
Número de días/mes	:25

Los equipos a usarse en la perforación pueden hacerse con : Jack Leg o Stoper.

Mientras en la extracción se utiliza los carros mineros tipo U-27.

Vamos a determinar el número de tajos requeridos, la inversión necesaria, el costo de operación comparativo de manera de poder sobre esa base comparar los resultados de una alternativa Vs. la otra.

d.1.Sistema convencional.

d,1.1 Datos generales :

Ancho de tajeo :1.2 mts.

Longitud de tajeo :40 mts.

Altura de tajeo :40 mts.

Densidad del mineral banco : 3.2 TM/m³

Densidad del mineral suelto:2.0 TM/m³

d.1.2 Análisis técnico del ciclo minado.

a) Perforación y voladura.

Longitud del taladro :5 pies.

Ø del taladro :30 mmØ

Malla : 3 x 2

% Hrs perforación neta: 35%

Número taladros guardia: 40 tal

Número de guardias perf/m.c. = 4 ydas.

Número taladros disparados/gda=40 tal/gda.

Número de guardias de voladura/m.c.= 4 gdas.

Avance vertical corte = 1.2 m.

b) Transporte de mineral :

Datos:

Capacidad carro minero tipo U-27=0.7 TM.

Factor de llenado = 0.8

Número de carros transp mineral/gda= 16

Número de carros operativos/tajeo = 2

Número de guardias transporte/m.c.= 11 gdas/m.c

Resumen del ciclo minado:

Perforación y voladura : 4 gdas transporte: 11 gdas.

Duración del ciclo : 15 gdas.

c) Producción por tajeos:

Número ciclos/mes (m.c.): $25 \times 2/15 = 3.33$

Producción mensual/tajo: $3.33 \times 92.16 = 307.20$ TM.

Número tajos necesarios: $4,500/307.20$ TM. = 15

Vida de los tajos: 14.85 meses.

d.1.3. Inversiones:

d.1.3.1. Equipos	Cantidad	Precio Unitario U.S.\$	Total U.S.\$
Carros U-27	30	1,100.00	33,000.00
Perforadoras	30	3,200.00	96,000.00
Ventiladores	2	4,081.00	8,162.00
Lámparas batería juego	2	19,476.00	38,952.00
<u>Equipos menores</u>			<u>44,000.00</u>
Sub - Total :			U.S.\$ 220,114.00

d.1.3.2. Desarrollo y preparación :

<u>Labor</u>	<u>Metraje</u>	<u>U.S.\$/m ó Tolva</u>	<u>Total</u>
Gal 1.8x2.10m.	600	86	51,600.00
Chimeneal .2x2.4	600	60	36,000.00
Subniveles	600	61	36,600.00
Chuts	300	54	16,200.00
Tolvas de madera	90 tolvas	21	1,890.00
<u>Otros</u>			<u>1,000.00</u>
Sub - total :		U.S.\$.	143,290.00
		Sub total general :	353,404.00
		Imprevistos 15% :	<u>54,510.00</u>
		TOTAL: U.S. \$.	417,915.00

d.1.4. Costo de preparación y desarrollo.

d.1.4.1. Costo de operación equipo.

a) Costo de mantenimiento de equipos.

El costo unitario mantenimiento está dado por la siguiente fórmula:

$$C. U. M. = \frac{V_A \times F.C.T.}{K \times F.L.}$$

Donde : V_A = Valor actual del equipo.

FCT = Factor condiciones de trabajo, en este caso utilizaremos como Bueno = 0.60

K = Vida estimada del equipo (pies, horas, etc.)

FL = Factor de lubricación en este caso Bueno = 1.10

<u>EQUIPO</u>	<u>V_A</u>	<u>FCT</u>	<u>K</u>	<u>FL</u>	<u>C_{UM}</u>	<u>Ers/año</u>	<u>Importe</u>
Carros mineros	1,100	0.6	10,000	1.10	0.060	69,000	4,140
Perforadoras	3,200	0.6	30,000	1.10	0.022	315,000	6,930
Ventiladores	4,081	0.6	20,000	1.10	0.110	9,600	1,056
Lámparas batería	19,476	0.6	15,000	1.10	0.530	7,200	3,816
Equipos menores							<u>5,000</u>

Costo anual de mantenimiento equipo: US\$420,942

Costo unitario equipo = US \$ 0.39/TM.

d.1.4.2. Costo de personal :

<u>Obreros</u>	<u>Cantidad</u>	<u>Jornal (I/.)</u>	<u>Anual (I/.)</u>
Capataz	2	60	43,200.00
Carreros	60	45	972,000.00
Serv.Trans. Madera	4	45	64,800.00
Tubero y ca rrilano	4	45	64,800.00
	<u>70</u>	<u>46</u>	<u>1' 144,800.00</u>
Ausentismo y Vacaciones	<u>12</u>	<u>15%</u>	<u>171,720.00</u>
Total de O- breros	82		1'316,520.00
		Cambio : US \$	94,037.14
<u>Empleados</u>	<u>Cantidad</u>	<u>Sueldo(I/.)</u>	<u>Anual (I/.)</u>
Superinten- dente	1	11,000.00	132,000.00
Asistente Superint.	1	8,000.00	96,000.00
Jefe de mina.	1	5,000.00	60,000.00
Jefes de guar- dia	<u>2</u>	<u>3,000.00</u>	<u>72,000.00</u>
	5		360,000.00
Total :			1' 676,520.00
Beneficios sociales y obligaciones patronales 50%			<u>838,260.00</u>
Importe total de personal :			2'514,780.00
Costo unitario Personal = US \$			3.33/TM.

(*) No se considera costo personal a perforistas, ayudantes ni enmaderadores porque está incluido en el costo de las liquidaciones de los diferentes contratos.

d.1.4.3. Costo de materiales:

(Precio unitario en intis puesto en mina).

<u>Insumos</u>	<u>Consumo/año</u>	<u>Precio unitario</u>	<u>Importe</u>
Madera:		(I/.)	(I/.)
Redondos	10"Ø x 10' (c/u) 180	18	3,240
Postes	8"Ø x 10' (c/u) 130	16	2,880
Redondos	4"Ø x 10' (c/u) 1305	13	16,965
Tablas	2"Ø x 7'x6' (pie ²) 8190	1.5	12,285
Listones	2"Ø x 2"x3.5 (pie ²) 2250	1.5	3,375
Tubería:			
Polietileno	1"Ø aire (m) 600	18	10,800
Polietileno	2"Ø agua (m) 600	62	37,200
Riel es de 30 lb/gd. (m)	1200	128	<u>153,600</u>
			US \$ 17,142
Herramientas			686
Material es menores y diversos			<u>2,057</u>
Consumo total de materiales			US \$ 19,885

Costo unitario materiales US \$ 0.37 / TM

(o) No se incluye costo de explosivos y accesorios, barrenos, mangueras e implementos de seguridad, se incluye en las liqui

daciones, por avance en los contratos se encuentra en el rubro de inversiones.

d.1.4.4. Resumen costo de preparación y desarrollo.

	<u>US \$/TM</u>	<u>%</u>
Costo de personal	3.33	81
Costo de materiales	0.37	9
Costo de mantenimiento equipos	<u>0.39</u>	<u>10</u>
Costo total :	4.09	100

d.1.5. Costo de explotación:

Comprende dos etapas:

A) Rotura de mineral: En la compañía se emplea el sistema de contrata, el pago se hace por volumen roto, o sea, $1 \text{ m}^3 = \text{I}/. 230$ incluye los costos de insumos (explosivos, barrenos) materiales y herramientas y el uso de la perforadora que es cuenta del contratista y también de implementos de seguridad.

$$\text{Volumen roto/tajeo} = 1,426 \text{ m}^3$$

$$\text{Costo/tajeo} = 1,426 \text{ m}^3 \times \text{I}/.230/\text{m}^3 = \text{I}/. 327,980.00$$

Son 15 tajeos.

$$\text{Costo total rotura} = 327,980 \times 15 = \text{I}/. 4'919,700.00$$

Costo rotura/TM = I/. 71.89/TM = US \$ 5.141 TMS

B) Vaciado de tajeo.

Costo mano de obra.- Se incluye costo de personal .

Costo de materiales:

For tajeo:	<u>Precio Unitario</u>	<u>Importe</u>
	(I/.)	(I/.)
28 puntales de 6"x10'(c/u)	15	420
6 tablas de 2"x7"x10'(pies ²)	1.50	70
<u>Cable manila 1/2" Ø</u>	<u>25.63</u>	<u>102.53</u>
Costo material/tajeo		I/.592.53

Son 15 tajeos:

Costo total materiales = 592.53 x 15 = I/. 8,888

Costo materiales/TMS = I/. 0.13 / TMS = US \$ 0.01/TMS.

C) Costo de explotación.

	<u>US \$/ TM</u>	<u>%</u>
Rotura de mineral	5.14	99
Vaciado del tajo	<u>0.01</u>	<u>1</u>
	5.15	100

Producción mina: Estos datos son las operaciones mina año 1985 y pertenece lo producido por el sistema convencional .

c.1. Procedencia del mineral extraído:

Explotación

VEFA	TM Hs	%Humedad	TMS	TCS	POT (mts)	Ley de Veta onz Ag/TC	Ley di- luida onz Ag/TC
Sta Te- resita	22,210	12	19,479	21,466	0.9	10.51	8.20
Sta Ro- sa	1,358	11.6	1,200	1,322	0.85	16.31	11.10
Total :	23,568	12	20,679	22,788	0.85	10.85	8.4

Desarrollo y preparaciones:

VEFA	TMHs	%Humedad	TMS	TCS	POT (mts)	Ley de Veta onz Ag/TC	Ley di- luida Ag/TC
Sta Te- resita	2,105	11.28	1,868	2,059	0.85	9.00	7.80
Sta Ro- sa	2,115	22	1,647	1,815	0.80	9.50	7.00
Total :	4,220	17	3,515	3,874	0.83	9.23	7.43

TOTALES:

VEFA	TMHs	% Humedad	TMS	TCS	POT (mts)	Ley de Veta onz Ag/TC	Ley di- luida Ag/TC
Sta Te- resita	27,630	12	24,271	26,747	0.85	10.37	8.16
Sta Ro- sa	4,643	16	3,886	4,282	0.83	12.14	9.60
TOTAL :	32,273	13	28,157	31,029	0.84	10.61	8.40

4.3.2 Sistema Trackless:

- a. Descripción.-Se diferencia del sistema convencional el uso de equipos pesados como cargadores bajo perfil (L.H.D) y no el uso de rieles a partir del año 1981, la compañía adquirió un scooptram tipo ST.2D marca Wayner y capacidad de cuchara 2 yd^3 siendo la necesidad de hacer más desarrollos para los niveles superiores, se adquirió otro equipo de las mismas características el año 1982 de acuerdo al avance el presente trabajo se hará la descripción en detalle, sus especificaciones técnicas, su performance y rendimientos.

Estos equipos tienen la ventaja sobre los equipos sobre rieles, cumple diferentes operaciones ya sea para el acceso y realizar trabajos como transporte, equipos pesados, como compactadoras, grupo electrógeno, etc. y cumplir en alimentar a la tolva de gruesos de la planta concentradora, que sería imposible con los sobrieriel es, justamente necesitan como guía los rieles, son más limitados, también hay que te-

ner en cuenta la gradiente, mientras estos equipos L.H.D está diseñados para trabajos con eficiencia con gradientes + 12% los de riel es + 1%.

En los niveles superiores se encuentran las rampas ascendentes con una gradiente promedio (+10%) en el Nv 8, el nivel principal de extracción a la altura chimenea 11, se desarrolló una rampa descendente con una gradiente negativa (-12%) para explorar la veta vetilla a profundidad, que no dió buenos resultados por ser de leyes pobres, las rampas están diseñadas con una sección 2.5 m. x 2.5 m y conservando el techo en arco para mayor estabilidad de las cajas.

Más adelante se hará un análisis de la metodología de trabajo centrales, dará lugar a apreciar aspectos de esta actividad y también se verá costos por unidad producida características que pueda mencionar son los siguientes:

-El no empleo de riel es, las rampas son diseñadas para libre acceso de equipos pesados, para esta mina la sección recomendada es de 2.5 x 2.5 mt, el equipo usado, es el scooptram tipo ST-2D con una

capacidad de cuchara 2 yd³.

-Este equipo es de uso múltiple, pero lo principal es limpieza de las rampas ya sea en mineral o desmonte, limpieza de los cruceros de los tajos en explotación, también realiza trabajos de transporte de madera, de herramientas y equipos pesados, el uso frecuente en la Cía es alimentar mineral cancha a tolva de gruesos a planta concentradora.

-Para que el equipo sea eficiente en caso del acarreo de mineral su radio acción con un máximo de 50 metros, luego resulta ineficiente ya que el equipo es lento y por el gran consumo y desgaste de llantas.

-Para la implementación de estos equipos, es necesario tener una organización o sea, recurso humano disponible como operadores de equipo debidamente entrenados y seleccionados, los requisitos que deben tenerse en cuenta para la selección del personal son los siguientes:

-Grado de responsabilidad.

-Instrucción.

-Habilidad y condiciones síquicas.

-Deseo de superación.

-Sentido de integración empresarial .

-Edad.

-Experiencia .

-Para la operación de estos equipos exige la presencia de los tandars de producción, es importante saber cual es el real standar de producción del equipo.

-Se debe de disponer de un equipo de mantenimiento eficiente, un buen programa de mantenimiento preventivo influirá en los resultados, de allí de la importancia de que existe una adecuada coordinación entre el departamento de mantenimiento y el de mina.

b. Preparación.

Para la preparación del block, se desarrolla sobre veta, luego se hace evaluación por el muestreo, luego chequear el resultado de los ensayos si es económico para delimitar el block deberá encontrarse dos rampas separadas a una altura de 40 metros y horizontalmente se desarrolla los 40 metros, se determina en la Cía que la veta en la caja piso para reducir costos.

En resumen. Los trabajos preparatorios que son realizados antes de realizarse la explotación son:

- b.1. Chimenea de preparación.
- b.2. Cruceros y embudos de extracción.
- b.3. Preparación de subniveles.

b.1. Chimenea en preparación. - Una vez definido el block como acción inmediata, es la construcción de la chimenea de ventilación, que comunique al nivel superior, esta chimenea tendrá la sección 1.2×1.5 mts que se desarrollará sobre veta, a la vez esta chimenea nos servirá para servicios de agua y aire, e izaje de madera y acceso al tajo por ventanas con intervalo cada 5 mts. para mayor facilidad, para el acceso a los tajos y para la supervisión y mejor ventilación.

A medida que se realiza el tajo para mayor comodidad y fluidez de las operaciones como para la supervisión y luego servirá para la nueva instalación de agua y aire y el nuevo acceso y se atacará ambos lados del tajo, se recomienda desarrollar a la mitad de la altura tajo con una -

sección 1.2 x 1.5 mts.

- b.2. Los cruceros y embudos de extracción.- La preparación se realiza cada 10 mts como la longitud del block es de 40 mts, se prepara 5 cruceros, estos cruceros son sellados en la caja piso de la rampa, los cruceros deben ajustarse a las siguientes medidas, el crucero debe tener una altura de 1.80 mts y una profundidad de 2.5 mts.

Los embudos de extracción que son chimeneas inclinadas deben tener una inclinación de 50° hasta cortar la veta que debe tener una longitud máxima de 4,5 mts, la sección de las chimeneas 1.2 x 1.5 mts sección recomendada.

- b.3. Preparación de subniveles.- Después de la preparación de los cruceros y embudos extracción después de cortar la veta sobre veta se desarrollará los subniveles con una sección 1.8 mts de altura y ancho de acuerdo a la potencia de la veta, tratando de diluir el mineral y en caso se presenta bolsonadas, se hace los desquiches, para si tener mineral rentable y tratando de no desestabilizar las cajas, esto se recomienda a-

puntalar o encribarlo, si es preciso colocar cuadros.

En esta ruina por ser la mineralización muy irregular y errática y presentarse forma de lentes, trae problemas para su sostenimiento, por ende gran empleo de madera después que se comuniquen el subnivel a, los embudos de extracción se empieza el realce de zonas económicas de acuerdo el reporte de los muestreos analizados en laboratorio.

c. Explotación.

El método empleado para este sistema es el tajeo abierto sobre puntales de sostenimiento, se deja vacío, todo el mineral roto en los cruces, se limpia con el scoop.

La explotación tendrá tres etapas que son:

- c.1. Rotura.- Comprende las operaciones unitarias de perforación y voladura, la perforación se emplea máquinas manuales livianas tipo Jack Leg, el avance de perforación se hace en extremo mientras el otro extremo colocan puntales en línea y plataforma, también la inver-

sa, esto trae consigo un lento ciclo de rotura, las rebanadas en un 80% se hace en forma vertical, debido que las cajas son delznablees y para mayor seguridad se dejan puentes o pilares de menor sección y para mayor seguridad se dejan puentes o pilares de menor sección posible (2 x 2 mts), tratando en zonas de mineral marginal, para dar mayor comodidad y fluidez en el trabajo, a mitad del tajo se inicia una chimenea auxiliar de sección 1.2 x 1.5 hasta comunicar al nivel superior que luego servirá para servicios y acceso y como cara libre para la rotura.

Las mallas de perforación utilizadas por ser roca medianamente dura es el 2 x 1 y el zig zag

Los parámetros básicos como resultado experimentos y observación estadística en el presente.

VARIABLE	ZIG ZAG(1)	2 x 1 (2)	3 x 2 (3)
Distanciamiento			
o burden(D)m.	0.6	0.5	0.4
Espaciamiento(E)			
mts.	0.8	0.8	0.6
Sobre rotura (S)mts	0.15	0.10	0.05
Ancho de rotura (A)	1.10	1.00	1.30

(1) Terrenos suaves.

(2) Terrenos medios.

(3) Terrenos duros.

c.2. Limpieza y acarreo del mineral. - La limpieza se realiza de los cruceros con el equipo L.H.D (scooptram) luego el acarreo a los ore pass, las especificaciones, performance se vera en el anexo.

c.3. Sostenimiento. - El sostenimiento es similar el sistema convencional, el espacio abierto para la explotación se utilizan los puntales en línea, y también puntales de seguridad en casos de cajas del esnales, se utiliza las plantillas, los puntales son madera eucalipto de 7" \varnothing y 8" \varnothing , las plataformas son hechas de tablas de eucalipto de 2" espesor, hay casos que se forma el saloneo es necesario colocar cuadros con longarinas y evitar la gran dilución por el derrumbe luego se criba el techo y se tiene que dejar puente lo mínimo posible, en los desarrollos y preparaciones ya sea de la rampa y la preparación del tajeo se utiliza los

pernos anclaje, si es aplicado inmediatamente da resultado, si no se utiliza los cuadros completos y cajas empleando gran cantidad de madera, ultimamente también se utiliza el sptet set dependiendo como se presenta el terreno, se utiliza algún tipo de sostenimiento.

d. Análisis técnico del ciclo de minado : Anteriormente ya se efectuó el análisis tanto técnico y económico para el sistema convencional , ahora nos ocuparemos del sistema trackless, tomaremos en cuenta los datos base y supuestos.

Datos base.-

Producción Planta	=150 TMPD
Producción mina requerida	=180 TMPD
Ancho de tajeo	=1.20 mts.
Método minado	=tajeo abierto sobre puntales.
Densidad mineral in situ	=3.2 TM/m ³
Densidad mineral roto	=2.0 TM/m ³
Número horas/guardia	=8
Número de dias/mes	=25

Los equipos ha utilizarse en la perforación puede hacerse con : Jack Leg ó Stoppers.

Mientras para el acarreo de mineral se utilizará los scoopiram de 2 yd³ capacidad.

Anteriormente se desarrolló la alternativa para el sistema trackless, que estará orientado a determinar el número de tajos requeridos, la inversión necesaria, el costo de operación comparativo de manera de poder sobre esa base comparar los resultados de una alternativa versus la otra.

d.1. Datos generales:

Ancho de tajeo	=1.2 mts.
Longitud de tajeo	=40 mts.
Altura de tajeo	=40 mts.
Densidad mineral suelto	=2.0 TM/m ³
Densidad mineral banco	=3.2 TM/m ³

d.1.2. Análisis técnico del ciclo minado.

a) Perforación y volumen.

Longitud del taladro	=5 pies.
∅ del taladro	=30 mm ∅
Malla	=0.4 x 0.4 m.
% Hrs perforación neta	=20 tal/gda.

Numero taladros/guardia =20 tal/gda.

Número de guardias perf/m.c=8 gdas.

Número de taladros disparados/gda=20 tal/gda.

Avance vertical corto =1.2 m.

b) Limpieza y acarreo del mineral.

Datos:

Capacidad teórica scoop =2 yd³

Factor llenado =0.8

Velocidad promedio desplazamiento=56 m/min.

Ciclo de carguio scoop =3.44 min.

Producción/guardia =90 TM/gda.

Número guardia limpieza/m.c=2 gdas.

Resumen del ciclo minado =

Perforación y voladura = 7 gdas.

Limpieza =2 gdas.

Enmaderado = 7 gdas.

Duración del ciclo =14 gdas.

c) Producción de tajos:

Número ciclos /mes (m.c.) =25x2/14=3.57

Producción mensual/tajo =3.57x92.16=329.14 TM

Número de tajos necesarios=4,500/329.14=14 tajos.

Vida de los tajos =18.67 meses.

d.1.3. Inversiones.

d.1.3.1. Equipo:

<u>Equipo</u>	<u>Cantidad</u>	<u>Unidad</u> (I/.)	<u>Total</u> (I/.)
Perforadoras	14	3,200.00	44,800.00
Scoop 2 yd ³	1	150,000.00	150,000.00
Ventiladores	4	4,081.00	16,324.00
Lámpara batería jgo.	2	19,476.00	38,952.00
<u>Equipos menores</u>			<u>44,000.00</u>
Subtotal :		US \$.	294,076.00

d.1.3.2. Desarrollo y preparación:

<u>Labor</u>	<u>Metraje</u>	<u>US \$/m.</u>	<u>Total</u> US \$
Rampas 2.5x2.5m.	560	82	45,920.00
Subniveles	560	61	34,160.00
Chimeneas	560	60	33,600.00
Cruceros	140	82	11,480.00
Embudos extrac	252	54	13,608.00
<u>Otros</u>			<u>1,000.00</u>
Subtotal :		U S \$.	139,768.00
		Sub total general :	433,844.00
		Imprevisto 15%:	<u>65,077.00</u>
		TOTAL :	498,921.00

d.1.4. Costo de preparación y desarrollo:

d.1.4.1. Costo de operación:

Costo de mantenimiento:

$$\text{US \$ Hr} = \frac{150,000 \times 0.7}{15,000} = 7.78$$

$$15,000 \times 0.9$$

Costo de combustible

$$7 \text{ gal/Hr.} \times 0.80 \text{ US \$ / gal} = 5.6$$

Costo de lubricación: 25 % combustible = 0.93

Costo de neumáticos:

$$\frac{8,000 + 5 \times 2,500}{800 + 5 \times 500} = 6.21$$

$$800 + 5 \times 500$$

Costo de reparación llantas = 15% costo neumáticos

$$= 0.93$$

Costo por hora = US \$ 21.66/Hr.

Número de horas efectivas = 3

Costo equipo por día = 129.96

Costo por tonelada = US \$ 0.72/TM

Semejante al caso anterior, el costo de mantenimiento

es de = 0.21 US \$ / TM y sumado con el costo de

scoop, o sea, : Costo total mantenimiento unitario =

U.S.\$ 0.93 / TM.

d.1.4.2. Costo de personal :

<u>Obreros</u>	<u>Cantidad</u>	<u>Jornal (I/.)</u>	<u>Anual (I/.)</u>
Capataz	2	50	43,200.00
Op.scoop	2	50	36,000.00
Servicios (T.madera)	6	45	97,200.00
Tubero y carrilero	<u>4</u>	<u>45</u>	<u>64,800.00</u>
	14	48	241,200.00
Ausentismo y vacaciones	<u>12</u>	<u>15%</u>	<u>36,180.00</u>
Total obreros:	26	I/. 277,380.00	
		US \$.	19,813.00

<u>Empleados</u>	<u>Cantidad</u>	<u>Sueldo (I/.)</u>	<u>Anual (I/.)</u>
Superintendente	1	11,000	132,000.00
Asist superintend.	1	8,000	96,000.00
Jefe de mina	1	5,000	60,000.00
Jefes de guardia	<u>2</u>	<u>3,000</u>	<u>72,000.00</u>
Total	5		360,000.00
			637,380.00
Beneficios sociales y obligaciones patronales 50%			<u>318,690.00</u>
Importe total personal :			956,070.00

Costo unitario personal = US \$ 1.26/TM

(V) No se considera costo personal a perforistas, ayudantes perforistas porque está incluido en los avances de los

diferentes contratos.

d.1.4.3. Costo de materiales: (x)

(Precio unitario en intis puesto en mina)

<u>Insumos</u>	<u>Consumo/año</u>	<u>Precio unitario (I/.)</u>	<u>Importe</u>
<u>Madera:</u>			
Redondos 6"Ø x 10' (c/u)	8,498	14	118,972
Tablas 2"Ø x 7" x 6' (pie ²)	2,982	1.5	4,473
<u>Tubería:</u>			
Polietileno 2"Ø aire (m)	560	62	34,720
Polietileno 1"Ø agua (m)	560	18	10,080
Herramientas			896
Material es menores y diversos			<u>5,376</u>
Consumo total de materiales			174,517
		Costo unitario materiales: U S \$	0.23/TM

(x) No se incluye los costos de explosivos y accesorios, barrenos y mangueras e implementos de seguridad porque se incluye en las liquidaciones por sus avances a los diferentes contratos.

d.1.4.4. Resumen costo de preparación y desarrollo.

	<u>US \$/ TM</u>	<u>%</u>
Costo de personal	1.26	52
Costo de materiales	0.23	10
Costo de mantenimiento equipos	<u>0.93</u>	<u>38</u>
Costo total :	2.42	100%

d.1.5. Costo de explotación:

Comprende 2 etapas.

A) Rotura del mineral : En la Cía se emplea el sistema de contrata, el pago se hace por volumen roto o sea $1 \text{ m}^3 = 1/.230$, incluye los costos de insumos (explosivos, barrenos) materiales y herramientas, y el uso de la perforadora que es a cuenta del contratista y también de los implementos de seguridad.

$$\text{Volumen roto/tajeo} = 1,426 \text{ m}^3$$

$$\text{Costo tajeo} = 1,426 \text{ m}^3 \times 1/.230/\text{ m}^3 =$$

$$1/.327,980.$$

Señ 14 tajos:

$$\text{Costo total rotura} = 1/.327,980 \times 14 =$$

$$1/.4'591,720.$$

Costo rotura/TMS = I/. 71.88/TMS =

US \$ 5.13 / TMS.

B) Enmaderado del tajeo:

Mano de Obra: Se emplea el sistema con-

trata por puntal colocado = I/. 34.5

Número puntales/tajeo = 1,188

Costo puntales/tajeo = 40,936

Para 14 tajeos

Costo total = 573,804

Materiales:

<u>Por tajeo</u>	<u>Tercio unita- rio(I/.)</u>	<u>Importe</u>
1,188 puntales de 6"x10(c/u)	15	17,820
12 tablas de 2"x7"x10'(pie ²)	1.5	140
Cable manila 1/2"Ø 30 m.		<u>26</u>

Para 14 tajeos: I/. 17,986

Costo total enmaderado=I/. 17,986 x 14=I/.251,804

Costo enmaderado/ TMS =I/.3.94/ TMS = US \$0.28/T

C) Costo de explotación:

	<u>US \$/ TM</u>
Rotura de mineral	5.13
Enmaderado	<u>0.28</u>
	5.41

Producción Mina: Estos datos son las operaciones mina año 1,985 y pertenece lo producido por el sistema trackless.

c.1. Procedencia del mineral extraído.

Explotación:

VETA	TMHs	%Humedad	TMS	TCS	Pot. (mts)	Ley de Veta onz. Ag/Tc	Ley dilución Ag/T
Sta Te-resita	14,624	11	11,077	14,411	0.85	13.06	8.10

Desarrollo y Preparación:

VETA	TMHS	%Humedad	TMS	TCS	Pot. (mts)	Ley de Veta onz Ag/Tc	Ley dilución da o Ag/T
Sta Te-resita	3,299	11	2,929	3,228	0.85	12	7.8

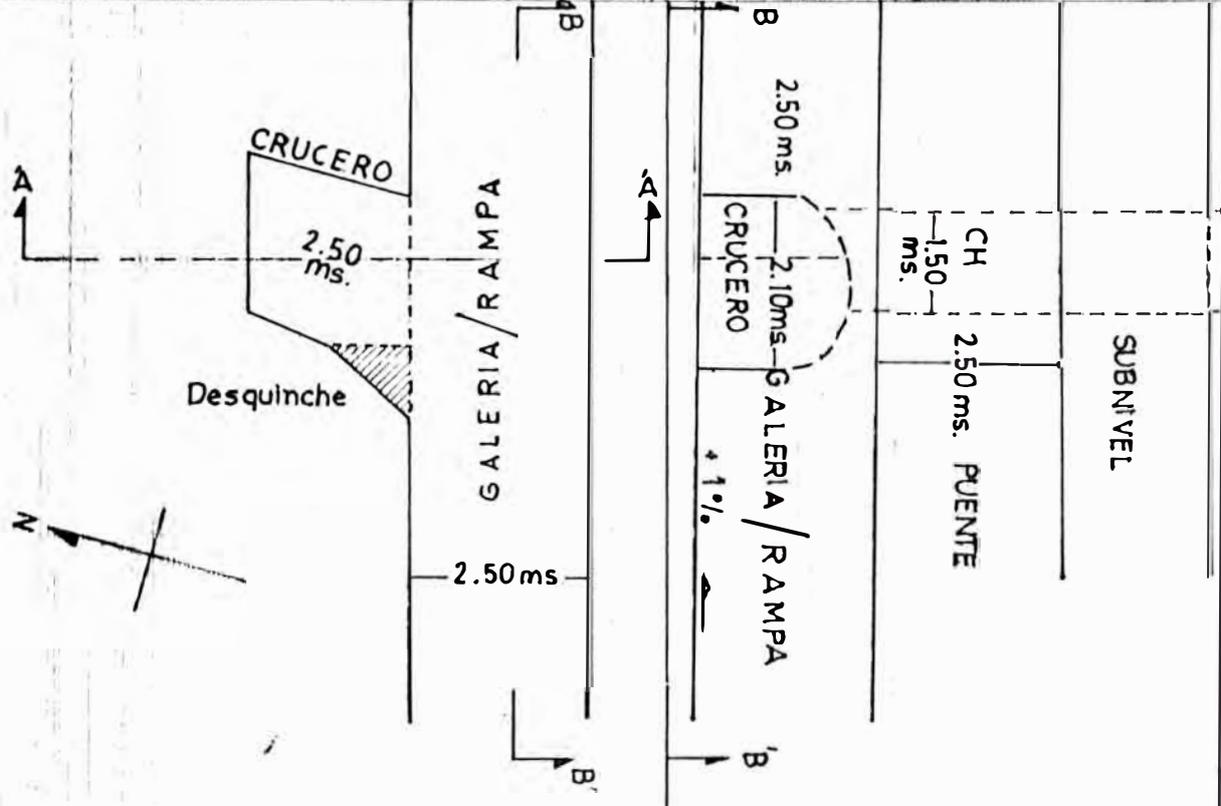
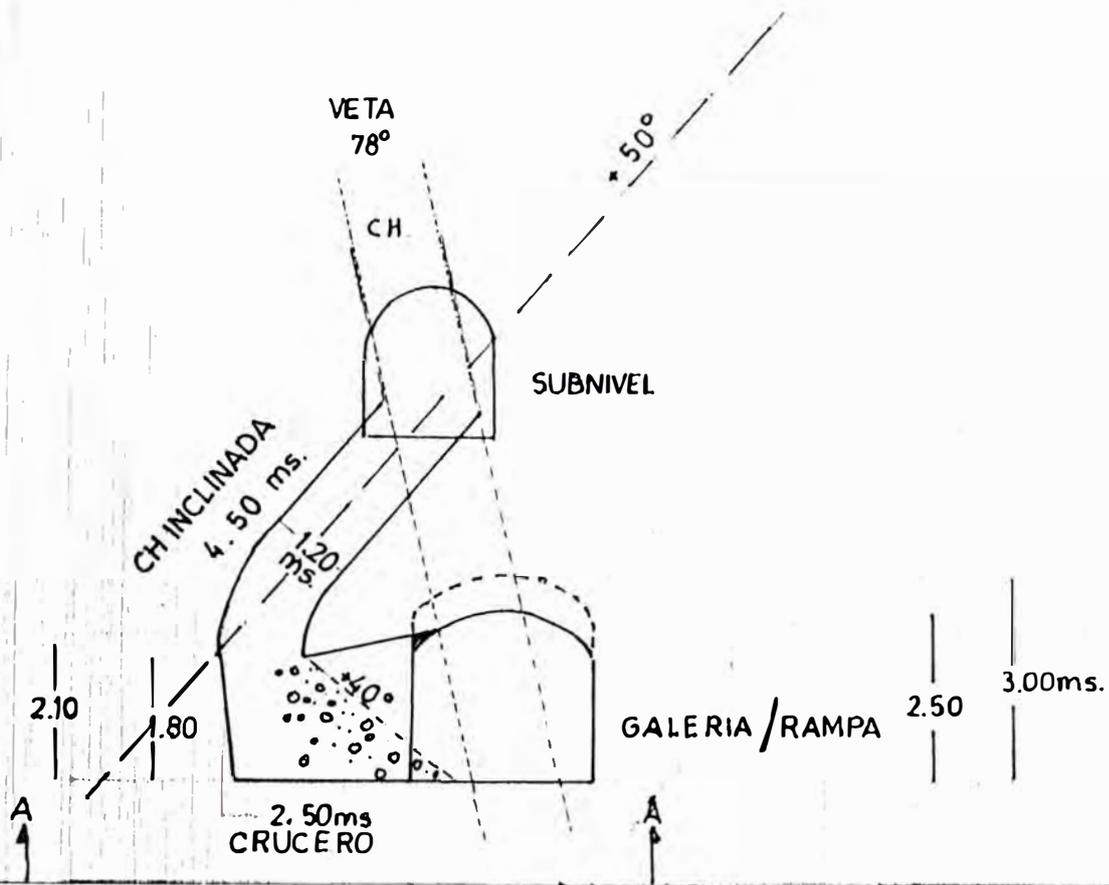
Exploración:

VETA	TMHS	%Humedad	TMS	TCS	Pot. (mts)	Ley de Veta onz Ag/Tc	Ley dilución onz Ag/T
Sta Te-resita	1,402	10.80	1250	1,378	0.80	11.30	7.70

Total:

Sta Te-resita	19,325	7	17,903	19,699	0.84	12.03	7.74
---------------	--------	---	--------	--------	------	-------	------

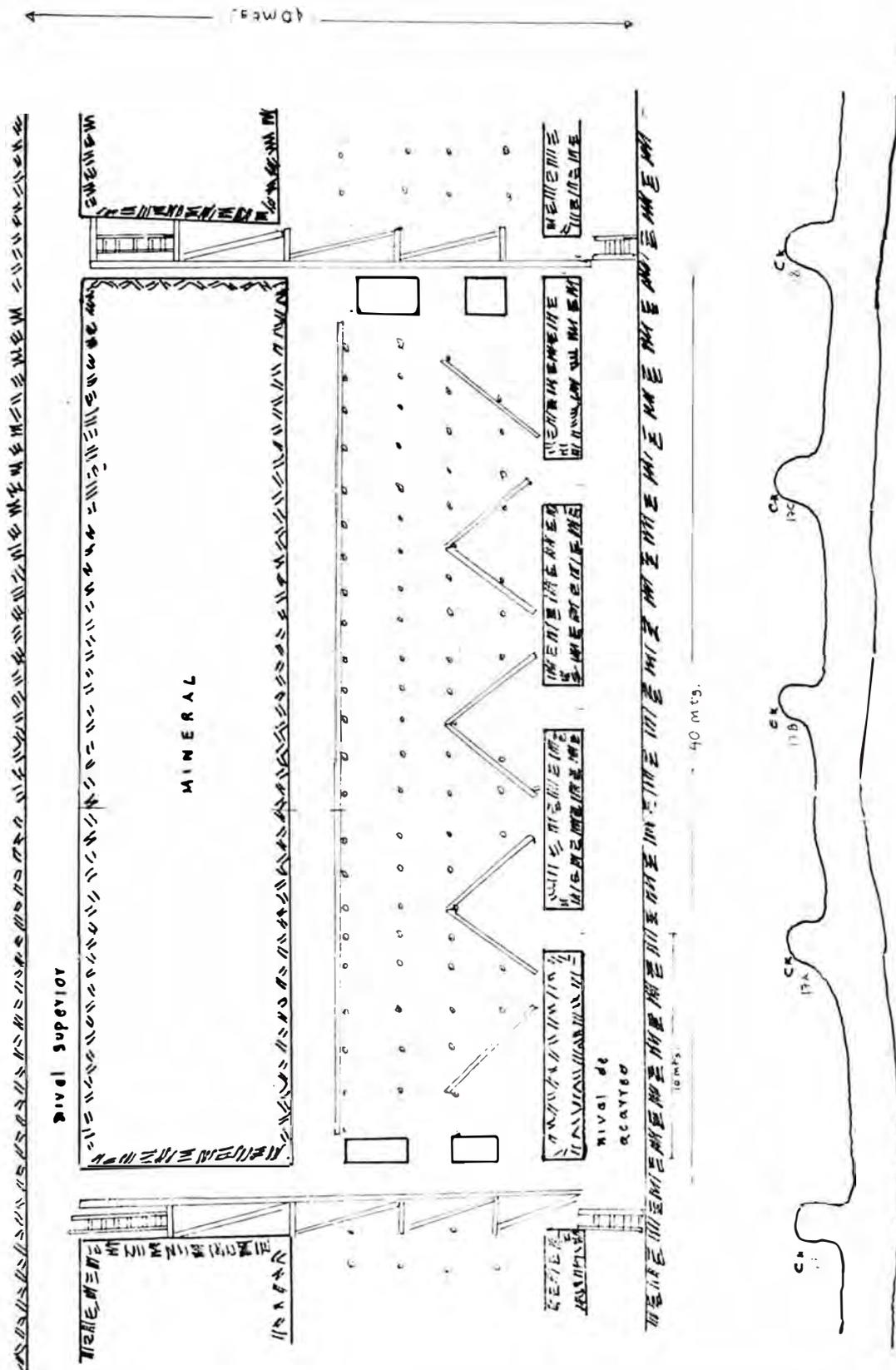
PREPARACION DE CRUCEROS Y CHIMENEAS EXTRACCION



ESCALA 1:100

Por: G. BOJORQUEZ

TRIESS GRADO AÑO 86



TAJEO ABIERTO CON SISTEMA TRACKLES

Trazo y Dibujo: **Gustavo Bajorquez**
 Tercio de Grado: **F.C.M.M.**
 Fecha: **1906**

CAPITULO V

Análisis comparativo Técnico y Económico de los dos Sistemas de Explotación.

5.1. Análisis técnico.

Se tiene que tener presente que el objetivo del trabajo no es determinar cual de ellos, es la mejor alternativa dado que para casos similares de explotación de minas, la ventaja de una operación minera puede ser para otros y viceversa, como el caso de las desventajas y allí que la comparación de resultados, nos limitaremos a mostrar los datos más saltantes.

5.1.1. Perforación:

Sistema	<u>Convencional</u>	<u>Trackless</u>
Diámetro perforación	30 m.m.	30 m.m.
Longitud perforación	5 pies	5 pies
Angulo taladro	70°	65°
Malla de perforación	2 x 1	2 x 1
Equipo perforación	Jack Leg o Stopper	Jack Leg
Número perforadoras/yda	30	14

Hras. efectivas perf/gda	3.2	4
Tm posibles rotas/diastajeo	60.83	30.41
Número taladros/gda	40	20
Metodo de explotación	Shirinkage	Tajeo abierto
Avance vertical	1.2 m/	1.2 m.

5.1.2. Extracción y/o transporte.

Capacidad tolva y/o cuchara	0.7 TM	2 yd ³
Velocidad de limpieza y/o transporte	8 m/min.	66 m/min.
Tiempo ciclaje	23 min.	3.44 min.
Número de viajes/Hr	3	24
TM extraidas/Hr	2.1	79.2
Número de horas efectivas	4.6	3
TM extraidas/guardiastajeo	6.14	6.58
Equipo	Carro minero	Scoop

5.1.3. Producción.

Producción mineral/tajeo	307.20 TM	329.14
Número tajos necesarios	15	14
Vida de los tajos	14.85 meses	18.67 meses

5.1.4. Personal requeridos.

<u>Sistema</u>	<u>Convencional</u>	<u>Trackless</u>
Supervisión	2	2
Perforación (contratas)	60	56
Enmaderado (contratas)	4	20
Servicios	10	10
Extracción	60	2
Ausentismo y vacaciones	<u>12</u>	<u>12</u>
Total de obreros	148	102
Productividad;		
TM/hombre tajeo	1.22	1.76

5.2. Análisis Económico.

Se hará la comparación de cada sistema en forma económica, como la inversión requerida y los costos diferenciales de cada sistema, luego se hará las observaciones y conclusiones de cada sistema comparativamente.

5.2.1. Inversiones comparativas;

5.2.1.1.	<u>Sistema convencional</u>		<u>Sistema Track - less</u>	
	<u>Cantidad</u>	<u>Importe</u>	<u>Cantidad</u>	<u>Importe</u>
Perforadoras	30	96,000.00	14	44,800
Scoop 2 yd ³	--	----	1	150,000
Carros U-27	30	33,000.00	--	---
Ventiladores	2	8,162.00	4	16,324
Lámparas batería jgo	2	38,952.00	2	38,952
Equipos menores		<u>44,000.00</u>	2	<u>44,000</u>
		Subtotal :US\$220,114.00		US \$ 294,076.00

5.2.1.2. Desarrollo y preparación.

Sistema	<u>Convencional</u>		<u>Trackless</u>	
	<u>mts.</u>	<u>US \$</u>	<u>mts</u>	<u>US \$</u>
Rampas 2.5x2.5m	---	---	560	45,920
Gal ería 1.8x2.10 m	600	51,600	---	---
Chimenea 1.2x2.4	600	36,000	560	33,600
Subniveles	600	36,600	560	34,160
Chuts	300	16,200	---	---
Tolvas de madera	90 tolvas	1,890	---	---
Cruceros	---	---	140	11,480
Embudos extracción	---	---	252	13,608
●tros	---	<u>1,000</u>	---	<u>1,000</u>
Subtotal :		143,290		139,768
Subtotal gral .:		363,404		433,844
Imprevistos 15%		<u>54,511</u>		<u>65,677</u>
Total :US \$		417,915	US \$	498,921

Diferencia: US \$ 31 ,006

o ahorro.

5.2.1.3. Análisis Costos diferenciales:

<u>Sistema</u>	<u>Convencional</u>	<u>Trackless</u>
	(US \$/ TM)	(US \$ / TM)
a) Costo desarrollo y preparación:		
Costo mantenimiento	0.39	0.93
Costo personal	3.33	1.26
Costo materiales	<u>0.37</u>	<u>0.23</u>
Sub total :	4.00	2.42
b) Costo Explotación:		
Costo rotura	5.14	5.13
Costo enmaderado y/o vaciado/tajo	<u>0.01</u>	<u>0.28</u>
Sub total :	5.15	5.41
Total :	9.24	7.83
Total US \$ x Año	US \$ 498,960	US \$ 422,820
Diferencia o ahorro:	US \$ 76,140	

5.2.1.4. Evaluación económica:

Se aplicará los métodos evaluación financiera en los siguientes datos:

Inversión adicional : US \$ 81,006

Ahorro anual : US \$ 76,140

Horizonte (n) : 3 años

Costo capital (i) : 14%

a) Cálculo del valor actual neto:

$$Fa = \frac{(1+i)^3 - 1}{i(1+i)^3} = \frac{(1+0.14)^3 - 1}{(0.14)(1+0.14)^3} = 2.322$$

Beneficios actualizados = 76,140 x 2.322 = 176,797

Costos actualizados = 34,886 x 2.322 = 81,006

VAN = (76,140 - 34,886) x 2.322 = 95,791

VAN = 95,791 > 0 sistema trackless rentable.

b) Cálculo de la razón: Beneficios actualizados/costos actualizados.

B/C = 176,797 / 81,006 = 2.18 se demuestra que es rentable el sistema trackless.

c) Tiempo de la recuperación de la inversión:

El tiempo de recuperación de la inversión estará dado :

$$\frac{76,140 \times (1 + 0.14)^n - 1}{0.14(1 + 0.14)^n} = 81,006$$

$$0.14(1 + 0.14)^n$$

n = 1.23 años

De los datos técnicos y económicos se aprecia:

- a) La inversión del sistema convencional es más económica US \$ 417,915 y con el costo operación más alto US \$ 498,950.
- b) La inversión en la alternativa trackless es más alto con US \$ 498,921 y con el costo operación más bajo US \$ 422,820
- c) Los resultados nos demuestran que si existe posibilidad crediticia de la Cía, así como posibilidades de incremento de producción, larga vida de operación, la alternativa trackless es la más conveniente.
- d) Si existe poca posibilidad crediticia de la Cía, reservas limitadas, operación con personal numeroso, la alternativa convencional sería más conveniente para la Cía minera Santa Teresita.

CAPITULO VI

BENEFICIO DEL MINERAL

6.1. Descripción de la Operación actual :

Las operaciones metalurgicas de la Cia. Minera Santa Teresita se hallan actualmente sus instalaciones existentes en la planta concentradora, desde hace 7 años que inicialmente tuvo una capacidad 40 TM diarias de tratamiento y luego el año 1982 se amplió a 60 TM por día, el año 1983 se amplió a 150 TM PD por tanto se tuvo que cambiar el molino 4' x 4' por el 5' x 6' que es de bolas, también se puso en operación molino de barras 3' x 6', se adquirió 4 celdas 32' x 32', se cambió por una chancadora 10' x 6' y se adquirió un clasificador helicoidal 30" Ø x 17' x 3".

El diseño tolva de gruesos que es un armazón de concreto con una capacidad de 100 TMH, que ha quedado reducido debido que la mina, lo abastece, y hay que tener un cargador permanente, para alimentar de mineral de las conchas, trae consigo gastos innecesarios.

El que trae problemas, es también el mineral húmedo y se apelmaza, bajando la capacidad del circuito de chancado causando atareos y derrames en las áreas de transferencias recargando labor al personal operativo.

La capacidad teórica de la tolva de finos uno de capacidad 90 TMH y otra 30 TMH.

Los pequeños sñuts de drenaje instalado para la alimentación de los molinos de holas, unido a la operación de los tajos en forma intermitente, no ayuda en mantener una relación continua. En esta sección es necesaria, mantener personal para mantener la alimentación de la molienda, es por este motivo que existe una discontinuidad en el tonelaje de los molinos, situación que se ve agravada por la humedad del mineral, muy especialmente en la época de lluvias.

La zaranda vibratoria clasifica mineral grueso a mineral delgado a 3/4 pasa el circuito chancado secundario para reducirse, la chancadora secundaria 8" x 10" y por medio de una taja transportadora pasa tolva finos todo esto es sección de chancado.

De tolva finos es alimentado a molino de barras

3' x 6' por tajos y de allí clasificados helicoidal, y por medio de un circuito cerrado clasifica los gruesos a finos. Los gruesos pasan molino de bolas y el fino pasa de clasificador al acondicionador 4' x 4'.

Los reactivos se acondicionan en el molino de barras, lo mismo la densidad pulpa que debe estar 1250.

En el reboce del clasificador se emplea los espumantes.

Del acondicionador pasa a las celdas de flotación al Banco 10 celdas COMESA de 32" x 32" que son utilizadas actualmente, se tiene otro banco 12 celdas MORELLE de 24" x 24" que se encuentra en stand by, de las celdas de flotación se separa las concentradoras y los relaves, de las cuales los concentrados pasan a las conchas alimentación y de allí a un proceso de secado que arroja un promedio de humedad 7% que luego son embolsados y transportados a R6.T depósito Callao.

El almacenamiento de los relaves se efectúa por medio de gravedad a una concha existente contigua a la planta.

6.2. Diseño y características de la Planta:

El diseño de la planta tiene las siguientes características e instalaciones:

1. Tolva de gruesos: Armazón de concreto de 100 TM de capacidad y con alimentador roce de cadenas.
2. Chancadora de guijadas 10" x 16" COMESA.
3. Tolva intermedia: Armazón de concreto y madera de 50 TM de capacidad.
4. Zaranda Vibratoria : 3" x 6" de 2 pisos.
5. Tolva de finos: de planchas de fierro 35 TM de capacidad.
6. Tolva de finos: de planchas de fierro 90 TM de capacidad.
7. Alimentador de reactivos líquidos de disco.
8. Molino de barras COMESA de 3' x 6' con un respectivo tablero control .
9. Molino de bolas de 5' x 6' COMESA con un respectivo tablero control .
10. Clasificador helicoidal COMESA de 30"Ø x 17'x3"
11. 2 Tanques acondicionadores COMESA de 4' x 4'
12. Banco de 10 celdas flotación COMESA de 32"x32"
13. Banco de 12 celdas flotación COMESA de 24"x24"

14. Horno de secado.
15. 4 coches de concreto armado de 15 TM de capacidad.
16. 3 coches de recuperación de 3 TM de capacidad.

6.3. Características de las maquinarias y equipos:

1. Chancadora de quijadas 10"x16" COMESA con motor eléctrico de 24 Hp.
2. Faja alimentadora de 16" x 20 mts con motor eléctrico de 3.6 Hp.
3. Molino de barras COMESA de 3' x 6' con motor 10 Hp.
4. Molino de bolas de 5' x 6' COMESA con motor eléctrico de 30 Hp 220/440, V 60 cy.
5. Clasificador helicoidal COMESA de 30 "Ø x17'x3" con motor eléctrico de 3 Hp 220/440 x y 60 cy.
6. Acondicionador COMESA N° 1 de 4' x 4' con motor eléctrico de 4.8 Hp.
7. Acondicionador COMESA N° 2 de 4' x 4' con motor eléctrico de 4.8 Hp.
8. Banco 10 celdas COMESA 18 sp de 32" x 32", 5 motores eléctricos de 9 Hp C/U.

6.4. Abastecimiento de Agua.

El agua a captarse por medio de bombas eléctricas del rio fortaleza con un motor eléctrico de 24 Hp que son bombeadas a un reservorio de concreto.

6.5.	Inversión permanente.	<u>Costo U.S.\$</u>
1 ^o	Terreno : 10,000 m ²	
	10 m ² x 0.15 US \$/m ²	1,500.00
2 ^o	Edificios y construcciones	
	a)Techo y planta	
	Oficinas, laboratorios	14,084.00
	b)Carreteras, conchas de concentrado, conchas de relave	<u>3,000.00</u>
	Costo U.S. \$.....	17,084.00
3 ^o	Equipos y maquinarias:	
	Grupo el ectrógeno	
	Marca Catterpill as 3408	52,742.00
	1 Tabla de gruesos armazôn de concreto	5,000.00
	1 Alimentador de cadenas	500.00
	1 Motor 3.6 Hp R.P.M.900	800.00
	1 Chancadora de quijadas "OMEGA" 10" x 16"	13,638.00

	1 Zaranda vibratoria 3"x6""OMEGA"	8,253.41
	20 mts de taja transportadora 15"	4,626.86
	1 motor 3.5. Hp R.P.M 900	800.00
	1 Molino de barras COMESA de 3" x 6"	19,060.00
	1 motor 10 Hp R.P.M. 1,800	726.47
	1 Tolva de finos de plancha de fierro 35 TM de capacidad	4,000.00
	1 Tolva de finos de plancha de fierro de 90 TM de capacidad	7,000.00
	1 Molino de bolas "COMESA" de 5' x 6'	36,244.93
	1 motor eléctrico de 30 Hp	365.81
	1 Clasificador helicoidal "COMESA" de 30"Ø x 17' x 3"	21,887.21
	1 Motor eléctrico de 3 Hp	108.12
	2 acondicionadores "COMESA" de 4' x 4'	471.58
	Banco 10 celdas flotación "COMESA" de 32" x 32"	30,000.00
	Banco 12 celdas flotación "COMESA" de 24" x 24"	20,000.00
	10 motores eléctricos 9 Hp	2,519.30
	12 motores eléctricos 9 Hp	3,023.16
4º	Equipo construido en planta: canales, soportes, etc.	6,000.00
5º	Abastecimiento agua: pozos de concreto y bombas.	2,250.00

6º	Accesorios eléctricos	1,000.00
7º	Herramientas, equipos de maestra- tranza, laboratorio, carpintería e instalaciones el 5%	<u>5,000.00</u>
	Valor total :	247,017.22
	10% de imprevistos	<u>24,701.72</u>
	Inversión permanente:	271,718.94

6.6. Costo de beneficio:

El costo total unitario de beneficio será para
(54,000 TM/año)

	<u>US \$ / TM</u>
Mano de obra directo	1.33
Mano de obra indirecta	0.32
Material es e insumos	3.30
Ingeniería-planta beneficio	0.50
Laboratorio	0.30
Planta eléctrica	2.70
Mantenimiento	0.30
Varios	<u>0.20</u>
Costo total U.S.\$	9.45/ TM

6.7. Balance metalúrgico: El balance anual 1985 fué
el siguiente:

Movimiento de toneaje:

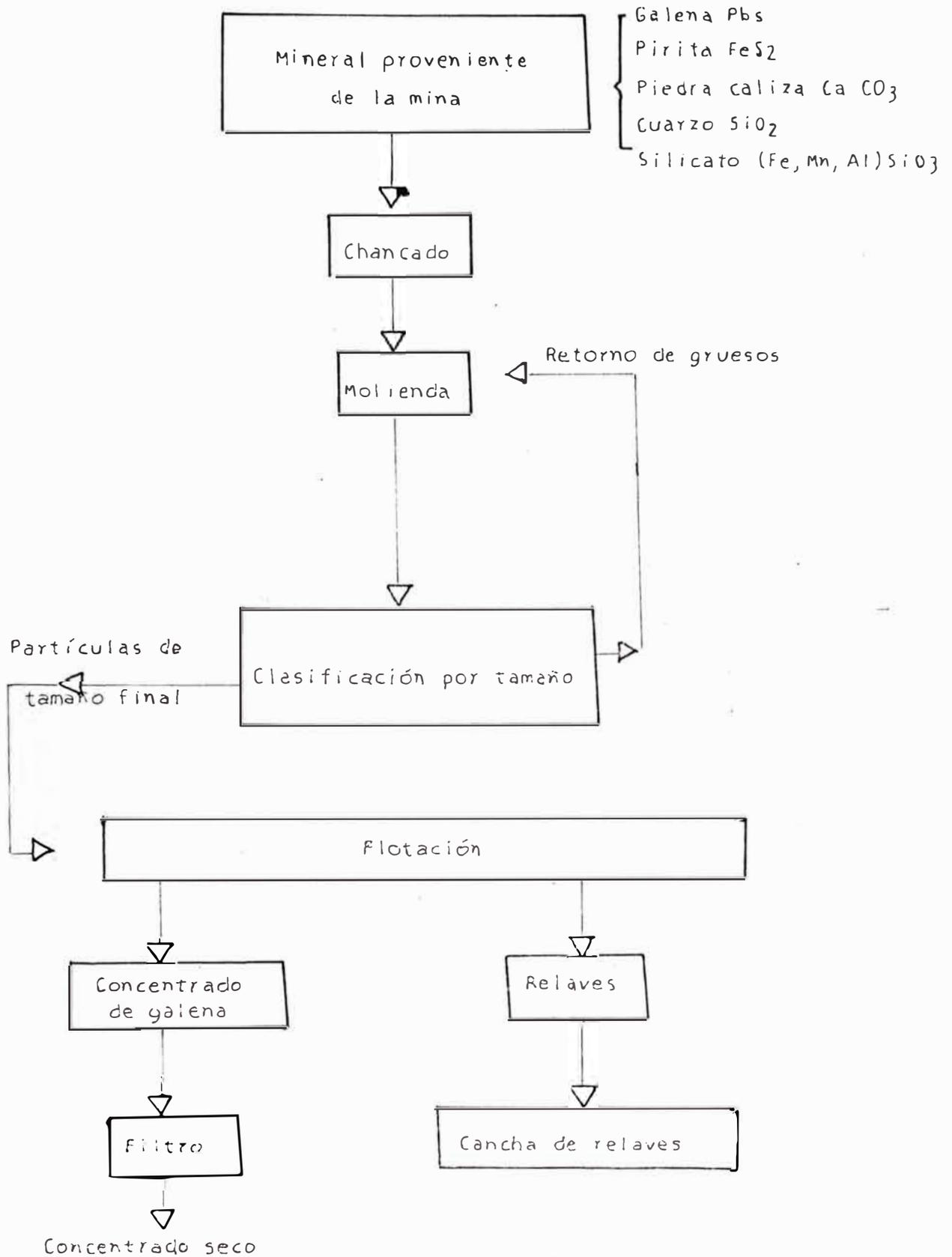
Mineral recibido:	49,427.70 TMHs.
Humedad 10.21 %	<u>5,046.57 TMH20</u>
	44,381.13 TMS
Saldo para Enero 1986	<u>545.50 TMS</u>
Mineral tratado:	43,335.63 TMS

Mineral recibido:

Mina	TMS	TCS	PLATA	
			onz / Tc	onzas
Sta. Te- resita	43,349.63	47,771.29	7.82	396,637.403
Sta Ro- sa	486.00	535.57	12.50	6,698.787
<u>TOTAL</u>	<u>43,835.63</u>	<u>48,306.86</u>	<u>7.89</u>	<u>403,336.190</u>

Balance metalúrgico:

Producto	TMS	TCS	PLATA	
			onz/ Tc	onzas
Cabeza	43,835.63	48,306.86	7.890	403,336.19
Concentrado	1,260.375	1,289.337	231.330	306,017.21
Relave				97,318.98
Recuperación				75.87%
Radio de concentración				
	<u>34.78 : 1</u>			



Dib. E. Bojorquez H.
 Esc. Ninguna.
 Fecha setiembre 1966

UNIVERSIDAD NACIONAL INGENIERIA
 F. I. G. M. M.

FLOW SHEET ESQUEMATICO

C A P I T U L O V I I

ASPECTOS E C O N O M I C O S

7.1. Valor del mineral .

El valor del mineral es de US \$ 38.11 TM, ver anexo II, la liquidación en base a las condiciones R.6.T. minerales S.A. en base a las leyes, radio concentración dados en el balance metalúrgico año 1984 considerando que se comercializará concentrado Pb-Ag.

El cálculo de la liquidación se encuentra en el anexo II.

7.2. Resumen de costos unitarios producción: de acuerdo al análisis que se hace en los dos sistemas se hará la comparación:

<u>SISTEMA</u>	<u>CONVENCIONAL</u> (U.S.\$ / TM)	<u>TRACKLESS</u> (U.S.\$/TM)
Exploración	1.88	1.88
Explotación	9.24	7.83
Beneficio planta	9.45	9.43
Servicios	2.35	2.35

Administración mina	3.98	3.98
Administración Lima	4.22	4.22
Financieros	5.56	5.56
Gastos venta	<u>0.76</u>	<u>0.76</u>
Costo total producción	37.44	36.03

Como se aprecia el sistema trackless es de menor costo.

7.3. Producción de concentrados.

La ley de concentrado bajo de 500.32 onzas Ag/Tc en 1983 a 295 onzas/Tc. Ag en 1984, por la aparición de alabandita que impide subir la ley. Esto trajo como resultado un mayor tonelaje de concentrado que disminuye el valor por tonelada de mineral (Maquila, flete, etc.)

<u>AÑO</u>	<u>concentrado Pb-Ag</u>	
	<u>TMS</u>	<u>Ley</u>
1979	3.90	589.300
1980	183.470	477.880
1981	241.845	657.160
1982	555.560	458.600
1983	635.911	500.322
1984	1003.335	296.000

7.4. Ventas de concentrado:

AÑO	VALOR (US\$)	VARIACION CON EL AÑO ANTERIOR	PRECIO DE LA AG-LONDRES USA. US \$/onz
1979	56,030.50	---	11.01
1980	900,680.37	+1,507%	20.98
1981	1'321,012.87	+ 46.7%	19.45
1982	1'980,769.10	+ 49.9%	7.97
1983	3'250,094.29	+ 64.1%	11.43
1984	1'994,215.52	- 38.64%	8.12

En el año 1984 a pesar que la Cia mantuvo casi el mismo nivel de producción, ley de cabeza más de U. S. \$ 6.00/ton, el resultado del ejercicio ha sido del precio de la plata de U.S.\$ 11.44 en 1983 a U.S.\$ 8.12, en 1984 y las cargas financieras por diferencia de cambio.

La caída del precio de la plata se refleja en un menor valor de ventas de US \$ 3'250,094.29 en 1983 a U.S.\$ 1'994,215.52 en 1984, también jugó un papel importante en el menor ingreso la baja ley de los concentrados por la aparición de alabandita en los niveles altos.

7.5. Evaluación Económica.

7.5.1. Estado de pérdidas y ganancias:El cambio pa-

ra el año 1984. U.S. \$ = 3,939.57

<u>SISTEMA</u>	<u>CONVENCIONAL</u>	<u>TRACKLESS</u>
Ingresos	1'994,215.52	1'994,215.52
Costo de operación	2'021,760.00	1'945,620.00
Renta neta	(27,544.48)	48,595.52
Comunidad minera	----	5,345.51
Ingenset (11%)	----	43,250.01
Saldo -	----	17,300.01
Reinversión (40%)	----	
D.L.18630 Art 124	----	
Utilidad imponible	----	25,950.01
Impuestos (52.37%)	----	13,590.02
Utilidad neta	----	12,359.99

7.5.2. Flujo económico anual :

<u>SISTEMA</u>	<u>CONVENCIONAL</u>	<u>TRACKLESS</u>
Reinversiones	----	17,300.01
Utilidad neta	<u>---</u>	<u>12,359.99</u>
Total de ingresos	---	29,660.00

En este cuadro se aprecia claramente que el sistema trackless deja utilidades no así convencional que arroja pérdidas.

ANEXO II

Anexo (II-1). -

Cálculo de ley mínima de explotación para 1985.

1. Precio metales estimados para 1985.

Ag = 7 U.S. \$/onz. Au=339 U.S.\$/onz Pb=17 ¢ /16

2. Balance metalurgico año 1984

Producto	PESO		LEYES		Cont. Dist	
	TMS	TCS	onz Ag/Tc	onz Au/tc		
Cabeza	49,021	54,021	7.93	0.02	428,387	100.0
Conc Ag	1,031	1,136	295	0.12	335,120	79.3
Relaves	47,990	52,885	1.76	0.10	93,267	20.7
		R.C. = 47.54				

3. Venta concentrados:

LIQUIDACION DE CONCENTRADOS

Según condiciones R.6.T. Minerales S.A.

Pesos:

Neto Número : 1,128 TM.

H₂O 6.64 : 7.5 TM.

Neto seco :1,053 TM.

Merma 2% :22 TM.

Seco pagable :1,031 TM.

Cotizaciones:

Ag: U.S. \$ 7.00 Au: U.S.\$ 339 Pb⁴⁰ 17.00

Deducciones: 0.35 10 3.50

Precio neto: 6.65 329 13.50

Ensayes:

Onz/Tc %

Ag	Au	Pb	Zn	Cu	As	Sb	Bi
295	0.12	19.26			1.3	1.72	0.012

Pagos:

Ag: 295 onz/Tc = 325.09 onz/TM x 0.95 = 308.836 onz x
US\$6.65 = US\$ 2,053.70

Au: 0.12 onz/Tc = 0.132 onz/TM x 0.95 (D.M.I.5 gr) =
0.047 onz x U.S\$ 329 = U.S.\$ 15.47

Pb: 19.26 % - 3 unid = 16.26% = 358.471 lbs x \emptyset 13.50
= U.S.\$. 48.39

Total= U.S.\$. 2,117.62

Deducciones:

Manila: U.S.\$. 245.00

Penalidades:

As: $1.3\% - 0.3\% = 1\% \times 2.50 / 0.1\% \text{ U.S.} \$ 25.00$

Sb: $1.72\% - 0.3\% = 1.42\% \times 2.5 / 0.1\% \text{ U.S.} \$ 35.50$

Bi: $0.012\% - 0.01\% = 0.002\% \times 3.00 / 0.01\% \text{ U.S.} \$ 0.60$

U.S.\$. 306.10

En ITMS U.S.\$. 1,811.52

En 1,031 TMS

US\$ 1'867,677.12

R.C. = 47.54

Valor de mineral = $\frac{\text{US\$ } 1,811.52}{47.54} = \text{US\$ } 38.11 / \text{TM}$

4. Resumen costos unitarios producción: El costo producción anual donde se determina su costo por tonelada de mineral producido estos datos pertenecen al año 1984.

GASTOS MINA:

Exploraciones	1.88	4.10
Explotación	21.54	47.20
Beneficio planta	2.71	5.90
Servicios	2.35	5.10
Fuerza eléctrica	2.65	5.80
Adm. mina	<u>3.98</u>	<u>8.70</u>
Total costo mina:	35.11	76.80

Gastos Administración Lima:

	<u>U.S.\$/TM</u>	<u>%</u>
Jornales:	0.04	1.0
Sueldos:	1.15	2.5
Regalías:	1.45	3.2
Varios:	<u>1.57</u>	<u>3.4</u>
Total Costo Adm.Lima:	4.22	9.2

	<u>U.S.\$/TM</u>	<u>%</u>
Gastos financieros:		
Costos financieros:	1.97	4.3
Provisiones:	3.59	7.9
Costos de venta:	<u>0.76</u>	<u>1.7</u>
Total costo financiero:	5.32	14.0

Total Costo : U.S. \$ 45.65 / TM.

5. Ley de Corte:

Se va a determinar la ley mínima de explotación,
cuyo valor cubra los gastos de producción inclusive las -
desarrollo

Radio concentración económica = $\frac{\text{Valor concentrado (U.S.\$/TM)}}{\text{Costo de producción (U.S.\$/TM)}}$

$$R.C.E. = \frac{\text{US\$ } 1,811.52/\text{TM}}{\text{US\$ } 45.65/\text{TM}} = 39.68$$

$$\text{Contenido fino m\u00ednimo en cabeza} = \frac{308.84}{39.68} = 7.78 \text{ onz/TM}$$

$$\text{Ley de costo} = \frac{7.78 \text{ onz/TM}}{0.79 \times 1.102} = 8.9 \text{ onz/TC Ag.}$$

ANEXO IV

Cálculo de Performance, Costo Horario de Propiedad y Operación del Scoop ST-2D.

IV.1.-Especificaciones.

Marca: Wagner Mining Equipment.

Modelo: ST - 2D

Nº Equipo : 2

Capacidad cuchara : 2 yd³ (1.5 M³)

Motor : Diesel , 81 HP, modelo FCI - 912 W, 2,300 R.P.M.

Peso: 10,000 Kg.

Dimensiones :

Largo: 6.51 mts.

Ancho: 1.55 mts.

Altura : 1.45 mts.

Radio curvatura:

Interior : 2.67 mts.

Exterior : 4.70 mts.

IV.2. Cálculo de performance del scooptram ST - 2D.

IV.2.1. Datos Generales:

Material: Mineral de Pb/Ag.

Densidad suelta: 2.0 TMS/m³ (d).

Capacidad a ras: 2 yd³ (1.53 m³)cc).

Factor carguio: 0.8 (f)

Disponibilidad mecánica: 0.8 (D.M.)

Ciclo completo:

Tiempo promedio de carga y descarga = 0.5 min.

Tiempo promedio de maniobras = 0.8 min.

Tiempo promedio ida y regreso = 5.14 min.

Ciclo completo=6.44 min(cc).

Eficiencia tiempo: 0.5 (Eff)

Distancia: 1.50 mts (L).

Horas/guardia: 8 (H/G).

Número de guardias: 2

Horas/mes: 416 (H/M).

Velocidad Promedio: 58.33

Gradiente: +15%

IV.2.2. Carga útil por viaje:

C.U.V. = c x f x d = 1.53 x 0.8 x 2.0 = 2.45 TMS/viaje.

IV.2.3. Producción teórica:

Tiempo de operación teórico por hora = 60 min.

$$\text{Viaje/hr.} = \frac{\text{minutos}}{\text{cc.}} = \frac{60 \text{ minutos}}{6.44 \text{ min.}} = 9.33$$

$$\text{Producción/Hr} = \text{TMS/viaje} \times \text{viajes/hr} = 2.45 \times 9.3 = 22.79 \text{ TMS/Hrs.}$$

$$\text{Producción/mes} = \text{TMS/Hr} \times \text{Hr/M} = 22.79 \times 416 = 9,478.56 \text{ TMS/mes.}$$

IV.2.4. Producción propuesta:

$$\text{Tiempo de operación efectivo por hora} = 60 \text{ min} \times 0.50 \times 0.85 = 25.5 \text{ min.}$$

$$\text{Viajes/Hr} = \frac{25.5}{\text{cc}} = \frac{25.5}{6.44} = 3.96$$

$$\text{Producción/Hr} = \text{Viajes efect/Hr} \times \text{TMS/viaje.}$$

$$= 3.96 \times 2.45 = 9.7 \text{ TMS netas/hrs.}$$

$$\text{Producción/mes} = \text{Producción/Hr} \times \text{H/M} = 9.7 \times 416 = 4,035.20 \text{ TMS/M.}$$

IV.2.5. Producción mes Octubre 1985.

$$\text{Producción: } 3,751.92 \text{ TMS}$$

$$\text{Horas netas de operación : } 236.20 \text{ Hrs.}$$

$$\text{Producción/Hr de operación: } \frac{3751.92}{236.20} = 15.88 \text{ TMS/Hr.}$$

IV.2.6. Costo de producción:

$$\frac{\text{Costo total}}{\text{Produc/Hr.}} = \frac{20.27}{22.79} = 0.89 \text{ US\$/TM}$$

IV.2.7. Tamaño de la flota:

$$\frac{\text{Producción requerida}}{\text{Producción propuesta}} = \frac{4,500}{4,035.20} = 1 \text{ Unidad}$$

IV.3. Costo horario de propiedad y operación estimado.

IV.3.1. Valor depreciación	<u>U.S.\$</u>
1. Precio FOB del equipo	112,050
2. Cargas: Fletes y obligaciones. Transporte y derechos de entrada	
Ensamblado, aduana (32.7%)	36,640
3. Precio Total de entrega (1+2)	148,690

IV.3.2. Costo de propiedad:

4. Determina el número de horas del vehículo de trabajo por año.

12 horas/día x 6 días/semana x 4 semanas/mes x 12 meses/año = 3,456 horas/año.

5. Años para depreciación. -Ver instrucciones en la tabla # 1.

Tenemos:

$$\frac{\text{(Tabla \#6 horas 18,000)}}{\text{Número horas por año}} = \frac{18,000}{3,456} = 5.21 \text{ se le con-}$$

sidera 6 años.

6. Costo horario de interés: Ver instrucciones en la tabla # 2 y tenemos con interés : 15 %

$$= \frac{\text{Precio entrega x intereses x factor inversi\u00f3n}}{\text{Horas de operaci\u00f3n por a\u00f1o}}$$
$$= \frac{148,690 \times 0.58 \times 0.15}{3,456} = 3.74 \text{ US\$/Hr.}$$

7. Costo horario depreciaci\u00f3n:

$$\frac{\text{Valor neto ser depreciado}}{\text{Periodo depreciaci\u00f3n}}$$
$$\frac{148,690}{18,000} = 8.26 \text{ US\$/Hr.}$$

8. costo total de propiedad por hora: 12.00 US\$/Hr.

IV.3.3. Costo de operaci\u00f3n.

8. Costo de combustible: 7 gal/hr x 0.80 US\$/gal. = 5.6 US\$/Hr.

9. Mantenimiento preventivo: Lubricantes, filtros de acuerdo al trabajo, se estima un porcentaje de 25%.

Al costo combustible = 0.25 x 5.6 = 1.40 US\$/Hr.

10. Costo reparaciones: Se va a considerar un factor : 0.64 y esto es un costo estimado y se aplicar\u00e1 la f\u00f3r-

$$\frac{\text{Precio entrega x factor (0.60)}}{\text{Depreciaci\u00f3n}}$$
$$\frac{148,690 \times 0.60}{18,000} = 4.96 \text{ US\$/Hr.}$$

11. Costo neum\u00e1ticos: A esto se aplicar\u00e1 la siguiente f\u00f3rmula :

$$\frac{\text{Costo neum\u00e1ticos}}{\text{Vida neum\u00e1ticos (a\u00f1os)} \times 1.10}$$

$$\frac{4,700 + (3,525 \times 4)}{1,500 + (1,500 \times 1.10 \times 4)} = \frac{18,800}{8,100} = 2.32 \text{ US\$/Hr.}$$

12. Costo reparación neumáticos:

Es costo estimado horario 15% costo horario

$$0.15 \times 2.32 = 0.35 \text{ US\$/Hr.}$$

13. Costo operador incluyendo beneficios sociales: 0.4 US\$/Hr.

14. Costo total por hora de operación: 15.03 US\$/Hr.

IV.3.4. Costo total de propiedad y operación:

$$\text{Linea (8) + Linea (14) = 12 + 15.03 = 27.03 US\$/Hr.}$$

IV.3.5. Costo total de propiedad operación x tonelada.

$$\frac{\text{Costo por hora}}{\text{Produc. hora}} = \frac{27.03}{22.79} = 1.19 \text{ US\$/TM}$$

Tabla # 1 Depreciación (Horas)

<u>Condiciones</u>	<u>Scooptrans</u>
Excelente	20,000
Promedio	15,000
Desfavorable	10,000

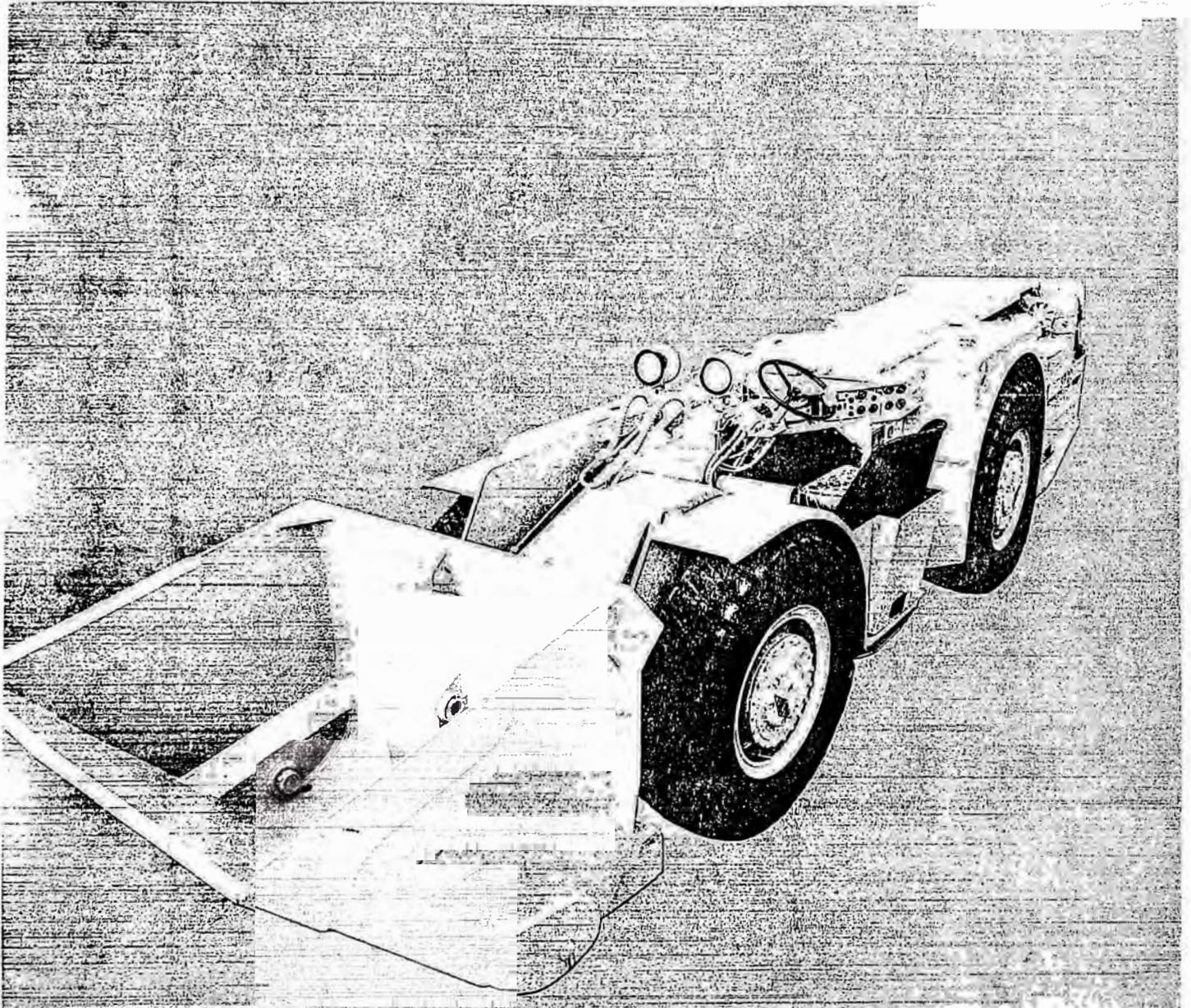
Tabla # 2

Interés Anual Promedio

<u>Años</u>	<u>Factor</u>
1	1.00
2	0.75
3	0.67
4	0.63
5	0.60
6	0.58
7	0.57



ST-2D SCOOPTRAM®
four-wheel drive
two cubic yards



PIONEERS IN THE TRACKLESS SYSTEM OF UNDERGROUND MINING

CONCLUSIONES

1. La mina tiene limitadas reservas debido que no hubo programa de exploración agresivo, prácticamente la veta Santa Teresita o Vetilla, en un 90% que se explota, la otra veta Santa Rosa a pesar de tener buena ley tiene problemas para la flotación debido a la aparición alabandita en buen porcentaje, las otras vetas como falix, luna llena, solo se ha hecho cateos que no han dado buenos resultados, aporte limitación con la concesión Arabia Cia Minera Pachapaqui.
2. La mineralización de la plata mayormente es de origen ascendente, donde las leyes mejores se han encontrado en los niveles superiores, en forma claves que arrojado una ley 100 onz./Tc Ag, aqui el problema es que la mineralización no es continua o definida, hay mucho estrangulamiento, por tanto se tiene que dejar puentes o hacer estocadas de exploración.
3. Como Ley mínima de explotación se ha considerado 8.9 onz Ag/Tc, es alta debido más que nada a la baja cotización de los metales, y aumentos costos de producción debido también alza de los insumos, actualmente también

está afectando la congelación del dólar.

4. En Octubre de 1984 total obreros fué 243 para el año 1985 se redujo 198 obreros, a pesar mina solamente de 150 TMFD, se tenía un buen número de personal.
5. La capacidad instalada de aire comprimido abastece el consumo de mina.
6. Los tajeos abiertos representan un 23% y con una eficiencia 2.5 TMS/tarea y el método de acumulación en 72% con una eficiencia 3.3 TMS/tarea,
7. En el método de explotación tajeo abierto es el gran consumo de madera y más bajo rendimiento, y no ofrece seguridad, cuando las cajas no es competente se produce planchoneos causando dilución.
8. El método de explotación shirinkage aplicado a la veta Santa Rosa, es el gran consumo de explosivo para el plasteo, ya que el mineral roto se apelmaza.
9. La cantidad de tajeos requeridos para cumplir con la producción programada tajeo abierto con 14 tajeos y el shirinkage con 15 tajeos.

10. La ventaja del tajeo abierto, todo el mineral roto queda para ser tratado a la planta, para cumplir con la producción, no sucede con el método shirinkage que se acumula el mineral y solo se saca el sobrante y tenga luz suficiente para la perforación.
11. La eficiencia de explotación para el tajeo abierto es de 4.61 ton/tarea, para el shirinkage es de 2.73 ton/tarea.
12. Para el sistema convencional el equipo a utilizarse para el acarreo mineral son los carros mineros tipo U-27 para los niveles secundarios, para el sistema trackless es el scoop 2 yd³.
13. La inversión requerida para el sistema convencional U.S.\$ 417,915.00 para el sistema trackless 498,921 habiendo una diferencia U.S.\$ 81,006.00
14. El personal requerido para el sistema convencional es de 82 obreros y para el sistema trackless 26 obreros.
15. La implementación de equipos L.H.D. solo es para limpieza mineral y/o desmonte de los cruceros, la perforación son equipos convencionales para ambos sistemas.
16. El costo desarrollo y preparación en el sistema

trackless es menor U.S.\$ 2.42/TM que el convencional 4.09 US\$/TM.

17. El costo explotación es menor en el sistema trackless U.S.\$ 7.83/TM que el sistema convencional U.S.\$ 9.24/TM.

18. Se concluye si existe posibilidad crediticia de la Cia, así como posibilidades de incremento de producción larga vida de operación, la alternativa trackless es la más conveniente.

19. Si existe poca posibilidad crediticia de la Cia, reservas limitadas, operación con personal numeroso, la alternativa convencional sería más conveniente como es el caso Cia. minera Santa Teresita.

ANEXO (IV-1)

CUADROS COMPARATIVOS DE PRODUCCION Y PRODUCTIVIDAD DE LOS SISTEMAS CONVENCIONAL VS. TRACKLESS

I. Producción.

MESES	SISTEMA CONVENCIONAL					SISTEMA TRACKLESS				
	TMS	TAREAS	P.P.	DINAMITA (Kg)	BARRENOS	TMS	TAREAS	P.P.	DINAMITA (Kg)	BARRENOS
Enero	582.42	792	4,112	477	33	2,747.92	3,150	11,180	1,311	69
Febrero	2,164.11	940	16,841	2,240	133	1,813.03	2,050	14,210	4,832	63
Marzo	2,336.94	3,213	21,368	170	170	1,074.90	1,448	9,627	958	77
Abril	2,461.21	2,230	23,447	2,751	168	1,167.18	1,058	11,119	1,304	78
Mayo	1,157.56	811	10,003	1,097	72	514.76	361	4,450	376	21
Junio	887.12	536	8,352	923	65	490.26	604	4,835	567	35
Julio	1,497.91	1,552	16,387	1,909	149	902.30	1,177	11,500	1,412	79
Agosto	1,964.57	1,260	17,049	1,943	172	1,435.46	2,025	14,042	1,621	122
Setiemb.	2,290.89	1,193	18,950	2,058	169	1,328.14	1,560	19,056	2,089	68
Octub.	1,847.68	2,067	23,056	2,442	277	492.85	1,426	8,422	1,036	69
Noviem.	1,732.15	2,454	22,573	2,574	183	602.10	618	6,013	767	46
Diciem.	1,991.97	1,935	25,172	2,754	214	508.37	624	6,486	725	52
Prom.										
Acum.	20,679.21	18,983	207,310	23,316	1,805	13,077.27	16,101	120,890	17,058	784

2. -Indices de Productividad

SISTEMA CONVENCIONAL								SISTEMA TRACKLESS						
Meses	Dinamita Kg/TMS	Fulminantes Cap/TMS	Guias pie/TMS	Barrenos pp/B.	Madera pie ² /TMS	Tareas TMS/t	TMP/P.P.	Dinamita Kg/TMS	Fulminantes Cap/TMS	Guias pie/TMS	Barrenos pp./bar	Madera pie ² /TMS	Tareas TMS/t.	TMP/P.P.
Enero	0.48	1.32	12.06	125	2.4	0.73	0.14	0.48	2.31	13.07	162	4.5	0.87	0.25
Febrero	1.04	1.60	13.52	127	1.9	2.30	0.13	2.69	2.07	12.06	209	5.2	0.88	0.13
Marzo	0.90	0.97	12.66	126	1.8	0.74	0.11	1.12	1.88	13.52	125	4.16	0.74	0.11
Abril	1.12	1.38	16.82	140	2.3	1.10	0.10	1.12	1.78	16.82	143	5.10	1.10	0.10
Mayo	0.95	1.16	13.07	139	1.7	1.43	0.11	0.73	1.72	12.66	212	5.15	1.43	0.12
Junio	1.04	1.21	17.16	128	1.8	1.65	0.10	1.16	2.31	17.16	138	5.18	0.81	0.10
Julio	1.27	1.46	29.36	110	1.5	0.97	0.12	1.56	2.02	16.82	146	4.90	0.77	0.08
Agosto	0.99	1.11	28.38	99	1.6	1.56	0.11	1.13	2.90	15.40	115	7.11	0.71	0.10
Setiemb.	0.90	1.04	20.35	112	1.7	1.92	0.12	1.57	2.72	20.35	280	4.90	0.85	0.07
Octubre	1.32	1.45	15.40	83	2.4	0.89	0.08	2.10	2.02	28.38	122	4.60	0.35	0.06
Noviemb.	1.38	1.58	13.69	118	1.8	0.71	0.08	2.11	3.90	15.23	131	5.02	0.97	0.10
Diciemb.	1.12	1.21	12.66	123	2.0	1.03	0.07	1.21	1.76	13.69	124	4.9	0.81	0.08
Promedio Anual	1.13	1.31	16.56	115	1.8	1.09	0.10	1.23	2.28	16.56	154	4.6	0.81	0.11

GRAFICO COMPARATIVO DE PRODUCCION

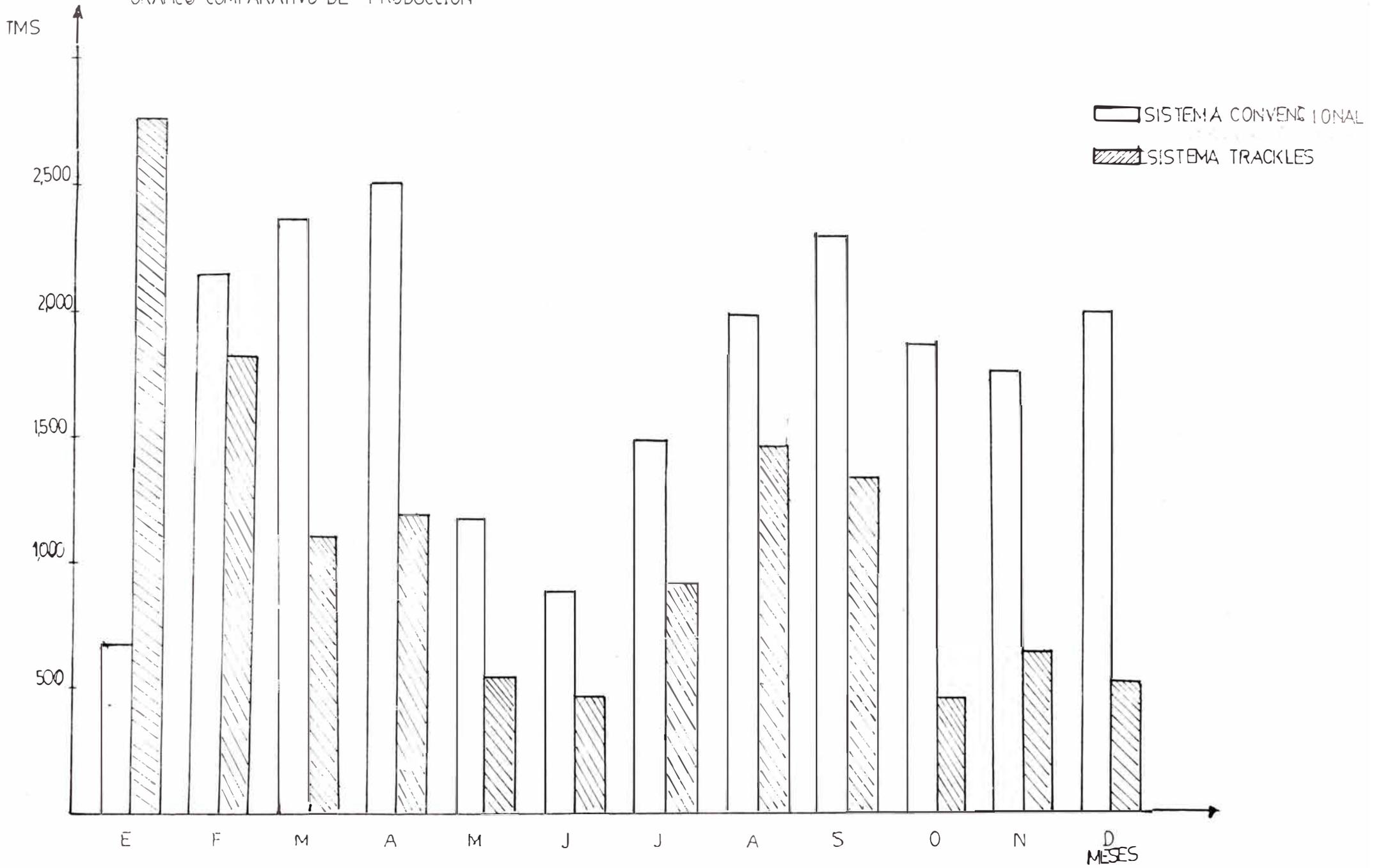
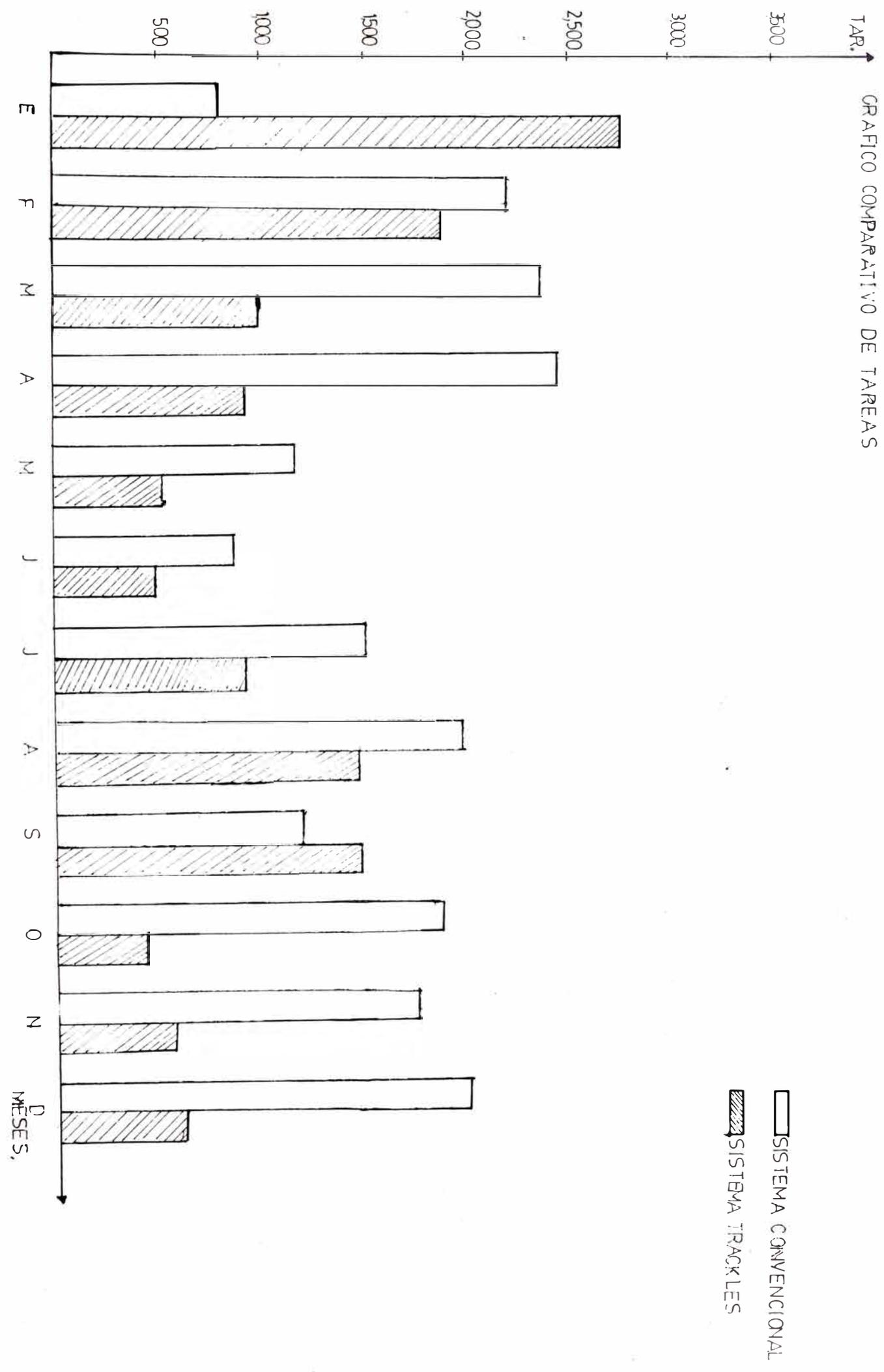


GRAFICO COMPARATIVO DE TAREAS



TESIS GRADO

BIBLIOGRAFIA

1. Inventario de Mineral , año 1985. Cía Minera Santa Teresita.
2. XV Convención de Ingenieros de Minas "Proyecto de explotación mecanizada en yacimientos filonianos"
Por Enrique Toledo.
3. "Proyecto de optimización y ampliación del sistema RII de la Cía minera Husipar S.A." UNI Tesis de Grado.
4. "Elección y crítica de los métodos de explotación en minería"
Por: B. Stoces.
5. "Mine Valuation".
Por: Parks
6. "Elaboración de un programa Desarrollos de Mina"
Por: Ing. Isaac Rios. Revista Minas. Promoción 80-II.
7. "Mineral Processing Equipment costs and Preliminary Capital cost Estimations"
By: A.L. Mular.

8. XVII Convencion de ingenieros de Minas "Alternativas de equipamiento en el corte y relleno"
Por: Miguel A. Zuñiga C.
9. Apuntes del curso "Método explotación subterránea"
Por: Ing. Isaac Rios Q.
10. Experiencias con el cargador frontal eléctrico (L.H.D.)
en Cerro de Pasco.
Por: Ing. Jaime Tumialán De La Cruz.
11. Revista C.I.P. "Proyecto explotación Mina Cailloma".