

Universidad Nacional de Ingeniería
PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERÍA
GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA



**» MINERÍA SIN RIELES EN
LA MINA SAN CRISTOBAL «**

TESIS

**PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:
INGENIERO DE MINAS**

GUILLERMO E. CHAMORRO BOHORQUEZ

PROMOCION 73 - I

LIMA * PERU * 1,882

A MIS PADRES

A MI ESPOSA

I N D I C E

	Pág.
INTRODUCCION	
CONCLUSIONES	
CAPITULO I	
DESCRIPCION DE LA MINA SAN CRISTOBAL	
1.1. Historia	1
1.2. Ubicación	2
1.3. Acceso	2
1.4. Fisiografía	2
1.5. Condiciones climáticas	3
1.6. Geología	
1.6.1. Geología Regional	4
1.6.2. Geología de los yacimientos de San Cristobal	5
1.7. Reservas de mineral	8
1.8. Transporte	9
1.9. Aire comprimido	9
1.10. Agua Industrial	10
1.11. Desague	10
1.12. Ventilación	10
1.13. Energía Eléctrica	11
CAPITULO II	
EXPLORACION DEL YACIMIENTO	

	P'ag.
2.1. Análisis de la aplicación de la Minería sin riles en San Cristóbal	12
2.2. Corte y reducción	14
2.3. Cámaras y pilares	16

CAPITULO III

DISEÑO Y CONSTRUCCION DE LA RAMPA

3.1. Selección del tipo de transporte a emplear	20
3.1.1. Construcción de un pique: Alternativa I	20
3.1.2. Construcción de rampa: Alternativa II	23
3.1.3. Actualización	24
3.2. Ubicación de la rampa	26
3.2.1. Ubicación Geológica	26
3.2.2. Ubicación topográfica	26
3.3. Diseño de la Rampa	27
3.4.1. Perforación de la Rampa	27
3.4.2. Voladura en la Rampa	28
3.4.3. Tonelaje a moverse por disparo	29
3.5. Sostenimiento	30

CAPITULO IV

EQUIPO A EMPIEARSE EN LA CONSTRUCCION DE LA RAMPA

4.1. Algunas consideraciones para la selección del equipo	31
4.1.1. Espacio mínimo óptimo	31

4.1.2. Disponibilidad del equipo	32
4.2. Cálculo de equipo y número de tajeos para una producción de 500 ton/día	37
4.3. Equipo de perforación	40
4.4. Equipo de carguío y limpieza de frentes	41
4.5. Equipo de transporte	42

CAPITULO V

VENTILACION

5.1. Estudio del Sistema	43
5.2. Composición química de gases del equipo diesel	43
5.3. Tipo de ventilador	44
5.4. Operación del personal y equipo en la rampa	44
5.5. Selección del ventilador	45
5.6. Corrección por altitud	48
5.7. Sección del ducto	49
5.8. Cálculo de la caída de presión ducto	49
5.9. Número de ventiladores	50

CAPITULO VI

COSTOS

CRITERIOS GENERALES	51
6.1. Costo de Capital	51
6.1.1. Costo de Desarrollos	52

6.1.2. Equipo de mina	53
6.1.3. Costos de operación	53
6.1.4. Capital de trabajo	54
6.1.5. Inversión	54
6.2. Valorización del Concentrado	55
6.3. Ingresos por ventas	57
6.4. Amortización de Inversión	58
6.5. Flujo de Fondos	

ANEXOS

ANEXO : Costo galería	61
ANEXO II : Costo chimenea	63
ANEXO III: Costo Rampa	65

BIBLIOGRAFIA	67
--------------	----

I N T R O D U C C I O N

El trabajo que a continuación se presenta, ha sido elaborado, teniendo en cuenta la experiencia e información proveniente de la Unidad San Cristóbal, de la Empresa Minera del Centro del Perú.

La mecanización de las operaciones Mineras que, gradualmente se están aplicando en la Industria Minera Peruana, tiene por objeto además de mejorar la eficiencia de las operaciones, el de emplear menor cantidad de mano de obra con el propósito de que el mineral extraído de yacimientos marginales o de baja ley, tengan costos de extracción reducidos, que permitan explotarlos económicamente.

Considerando que los Niveles principales de extracción toman tiempo en prepararse y, muchas veces son rígidos, actualmente son reemplazados por galerías inclinadas o rampas empleando secciones más amplias, dado que entre otras ventajas proporcionan mayor flexibilidad en el transporte y puede emplearse equipo mecanizado sobre neumáticos de mayor capacidad y eficiencia, reduciendo así los costos directos de operación.

De acuerdo a la experiencia obtenida en el desarrollo de rampas en la Unidad San Cristóbal, por su peculiar apli-

cación de equipo standard de movimiento de tierras, he -
querido volcar esta técnica en el presente trabajo, para
que pueda ser aplicado en otras operaciones similares.

El equipo pesado diesel a utilizar al inicio de la etapa
de mecanización, ya sea para perforación, como para el
movimiento de tierras, puede ser alquilado.

Por lo cual, no es necesario un gran desembolso inicial
para mecanizar la Mina. Ello permitirá que se capitalice
el Proyecto , hasta adquirir posteriormente el equipo de
bajo perfil y/o sobredimensionado, que se halla en el -
mercado.

Este trabajo comprende cinco capítulos : 1) Descripción
de la Mina; 2) Explotación del Yacimiento; 3) Diseño y
Construcción de la Rampa; 4) Ventilación de la rampa; y
5) Costos de construcción de la rampa.

De todos ellos el de mayor importancia es el referido a
los "Costos de construcción de la Rampa", aspecto princi-
pal del presente trabajo y en el cual se indican los di-
versos parámetros que intervienen en su construcción.

C O N C L U S I O N E S

1. Gran flexibilidad en las operaciones, otorgada por el equipo sobre ruedas (cargadores frontales, volquetes, scooptrams, Jumbos, track-drills).
2. Aumento de la Productividad en la rotura y el transporte.
3. Disminución apreciable de los Costos directos en las operaciones.
4. Disminución de la mano de obra.
5. Eliminación del transporte vertical, y por lo tanto de rigidez en las operaciones.

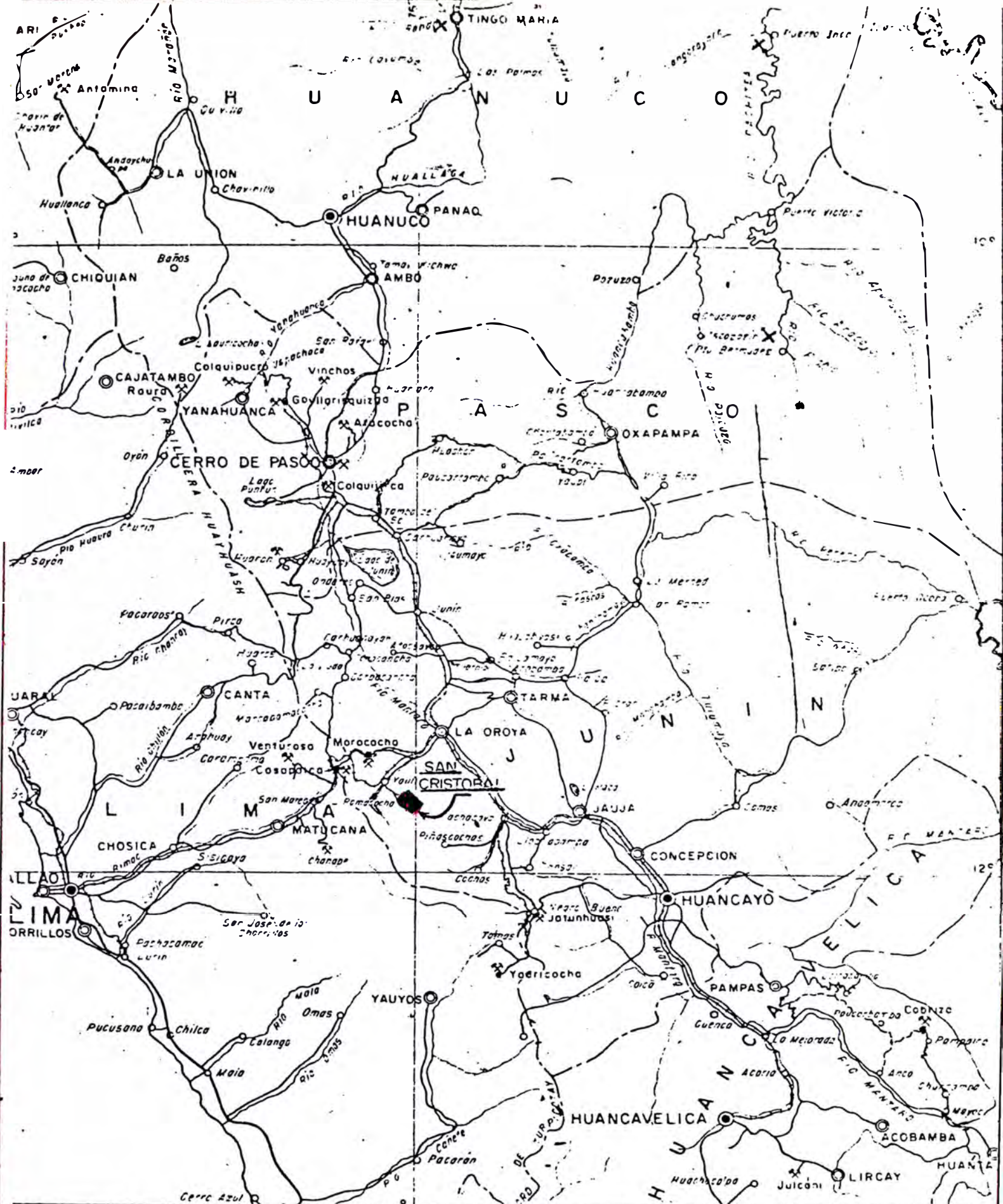
C A P I T U L O

DESCRIPCION DE LA MINA SAN CRISTOBAL

I. I. HISTORIA

Los primeros trabajos de exploración fueron realizados por la Cerro de Pasco Corporation, durante los años de 1928 a 1930, siendo estas actividades desarrolladas en concesiones arrendadas. Los resultados un tanto desalentadores, acompañados por los bajos precios que mostraban el plomo y el zinc en el Mercado Internacional, determinaron la postergación de la explotación y desarrollo hasta el año de 1930. A partir de este año hasta 1938, en base a las reservas anteriormente cubicadas, se construyó la planta Concentradora de Mahr Túnel, se instaló el cable carril de 12 km. que une Mahr Túnel y San Cristobal, y por último se empezó la producción sistemática a fines de 1938.

Una posterior fluctuación de los precios de los metales que producía este distrito causó una nueva - paralización en 1949 que se prolonga hasta 1952, - año en el cual las operaciones se reanudaron con - el buen éxito Minero y metalúrgico con que a la fecha se continúan los trabajos en este distrito.



REVISADO	TOPOGRAFIA(ESSO) FECHA	CENTROMIN - PERU	Tesis: G. CH. B.
	GEOLOGIA F.V. R. FECHA NOV.1976	MAPA DE UBICACION MINA SAN CRISTOBAL	
	DIBUJADO FECHA		
	TRAZADO D. G. B. FECHA AGO.1959	ESCALA 1: 1'780,000	COORD EN METROS
			DATOS
			PLANO No 1

1.2. UBICACION

Las llamadas minas de San Cristóbal están comprendidas políticamente dentro del antiguo distrito de Yauli, provincia del mismo nombre, Departamento de Junín, Localizadas mayormente sobre el flanco oriental de la Cordillera Occidental a 110 km. al Este de la ciudad de Lima.

Posee una ubicación geográfica de $76^{\circ},05'$ de longitud Oeste y $11^{\circ}.43'$ de latitud Sur.

(Fig. 1) altitud de 4,595 m.s.n.m.

1.3. ACCESO

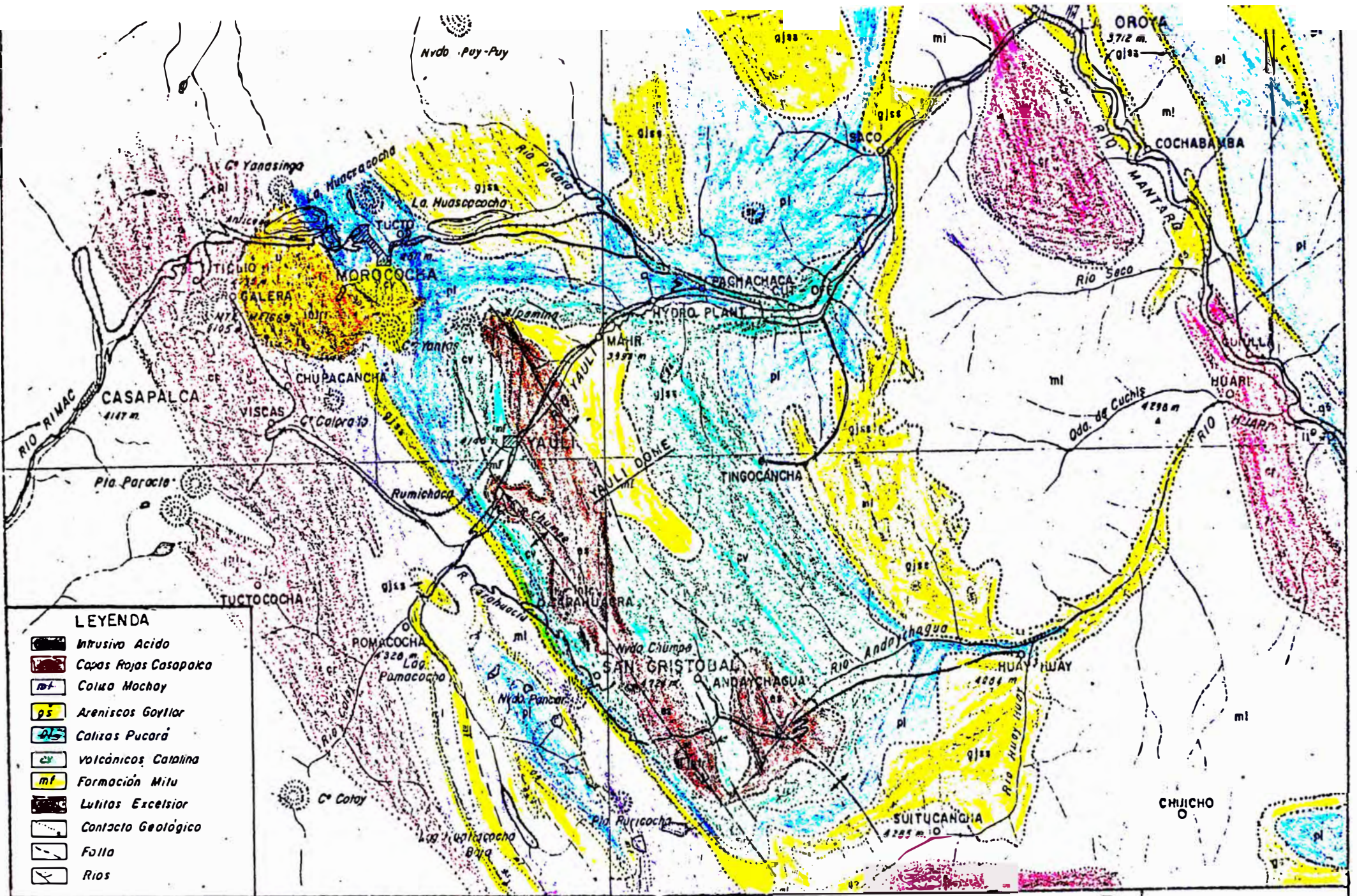
El distrito minero abarca una extensión de aproximadamente 35 km. cuadrados y yace a una altura promedio de 4,700 mts. sobre el nivel del mar.

Este distrito es fácilmente accesible a través de la Carretera Central, la cual posee a la altura de la localidad de Pachachaca un ramal de 20 km. que conduce a San Cristobal.

El Ferrocarril Central tiene una estación en el distrito de Yauli, que dista aproximadamente 12 km. de la zona mineralizada.

1.4. FISIOGRAFIA

La característica principal de la zona es su gran altitud y relieve irregular. Se encuentra rodeada de -



LEYENDA

- Intrusivo Acido
- Capas Rojas Casapaka
- Colma Mochay
- Areniscos Goyllar
- Colizas Pucorá
- Volcánicos Catalina
- Formación Mitu
- Lutitas Excelsior
- Contacto Geológico
- Fallo
- Rios

	REVISADO	TOPOGRAFIA	FECHA	CENTROMIN - PERU	Tesis: G. CH. B.
		GEOLOGIA JV Harrison	FECHA 1932	GEOLOGIA REGIONAL LA OROYA - S. CRISTOBAL MOROCOCHA	PLANO No. 2
		DIBUJADO	FECHA		
		TRAZADO D G B.	FECHA D/C 1958	ESCALA 1:200,000 aprox	COORDENADAS EN METROS DATOS

cumbres cuyas elevaciones fluctúan entre 4800 y 5800 m.s.n.m. Entre los cerros más importantes se citan El Chumpe(5,800 m) el Rumicruz(5,000 m) y el Carahuacra(4,850 m) El relieve local varía entre 400 y 1,000 m. Las más altas de estas cumbres se hallan - cubiertas de nieves perpetuas, dando lugar a pequeñas lagunas glaciares como las de Chumpe y Toldorrumi.

En contraste con estas elevaciones se halla el valle de Carahuacra, valle glaciar en cuyo flanco E se encuentra la mina San Antonio(Huaripampa).

Las formas del valle son bien definidas, sus calles son empinadas hasta con 65° de pendiente y a veces hasta verticales, éstas se hallan surcadas por quebradas y arroyos eventuales que rompen la uniformidad del valle que tiene forma de U, característica fundamental de los valles glaciales.

1.5. CONDICIONES CLIMATICAS

Dada la altitud a que se encuentra el distrito minero de San Cristóbal el clima es frígido durante todo el año, y se observan dos estaciones bien marcadas; la lluviosa o húmeda que comprende los meses de Noviembre a Abril, y la seca que empieza en Mayo

y culmina en Octubre.

La primera está caracterizada por frecuentes precipitaciones líquidas y sólidas, precedidas generalmente de violentos disturbios atmosféricos. En la segunda estación, la temperatura baja en relación con la de la anterior y las precipitaciones son esporádicas.

1.6. GEOLOGIA

1.6.1. GEOLOGIA REGIONAL

El distrito minero de San Cristóbal está localizado en la parte Suroeste de una amplia estructura regional de naturaleza domática que abarca casi enteramente los distritos de San Cristóbal y Morococha; la cual fue descrita bajo el nombre de "Complejo Domal de Yauli" (J.W. Harrison 1943), más conocida como Domo de Yauli.

El Domo de Yauli está constituido por rocas sedimentarias cuyas edades fluctúan entre el Paleozoico inferior y el Cretácico inferior arregladas en una serie de anticlinales y sinclinales de ejes aproximadamente paralelos; así los depósitos minerales de San Cristóbal se localizan dentro del llamado "Anticlinal de Chumpe", cuyo eje se alinea en direc-

ción N 45° W, mostrando doble hundida hacia el Norte y hacia el Sur (Fig. 2 y 3). Intrusivos de composición intermedia y básicos han cortado enteramente la secuencia estratigráfica del anticlinal de Chumpe dando origen a mineralización, la cual se encuentra relleno tanto fracturas de tensión y cizallamiento - en el núcleo y flancos del pliegue de Chumpe como también reemplazando capas calcáreas en el flanco occidental de la misma estructura.

1.6.2. GEOLOGIA DE LOS YACIMIENTOS DE SAN CRISTOBAL

La mineralización en el área de San Cristóbal se presenta en dos tipos:

- a) Como relleno y fracturas que cruzan el anticlinal de Chumpe (Vetas); y
- b) Como reemplazamiento de las calizas Pucará encima de los volcánicos Catalina (Mantos).

La mineralización de los mantos, se encuentran entre las capas inferiores y en el contacto de las calizas Pucará con los volcánicos Catalina, denominados mantos, se encuentran entre las - capas inferiores y en el contacto de las calizas Pucará con los volcánicos Catalina, denomi-

nados mantos de la zona de San Antonio y Santa Águeda.

Los minerales que presentan son de Zinc, Plata y Cobre en un porcentaje muy bajo.

La mineralización fue emplazada por soluciones hidrotermales, que reemplazaron a horizontes favorables de Caliza y Crecha calcáreas en el contacto volcánico caliza.

Los mantos estudiados hasta el momento, son un número de siete, los cuales están individualizados por horizontes de flujos volcánicos interestratificados denominados tufos; la potencia de estos tufos es muy variable, pueden tener más de 3 metros como adelgazarse hasta unos decímetros.

Los tres grupos en que se han clasificado a los mantos son:

- a) Mantos de Contacto; Que están agrupadas los Mantos A, 0 y 1.
- b) Manto 2.
- c) Mantos 3, 5 y 6.

El Manto A está superyaciendo al Volcánico y los Mantos 0 y 1 se acuñan al contacto, formando un solo cuerpo mineralizado con el manto A.

Los minerales de mena que presentan son: esfalerita rubia y marrón; la galena en cristales cúbicos desarrollados y pirargirita que se presenta en forma masiva, compacta y en cristales aislados de forma prismática y hexagonal.

Los minerales de ganga son: Cuarzo masivo, lechoso y translúcido, la pirita se presenta en forma masiva, siderita y marcasita.

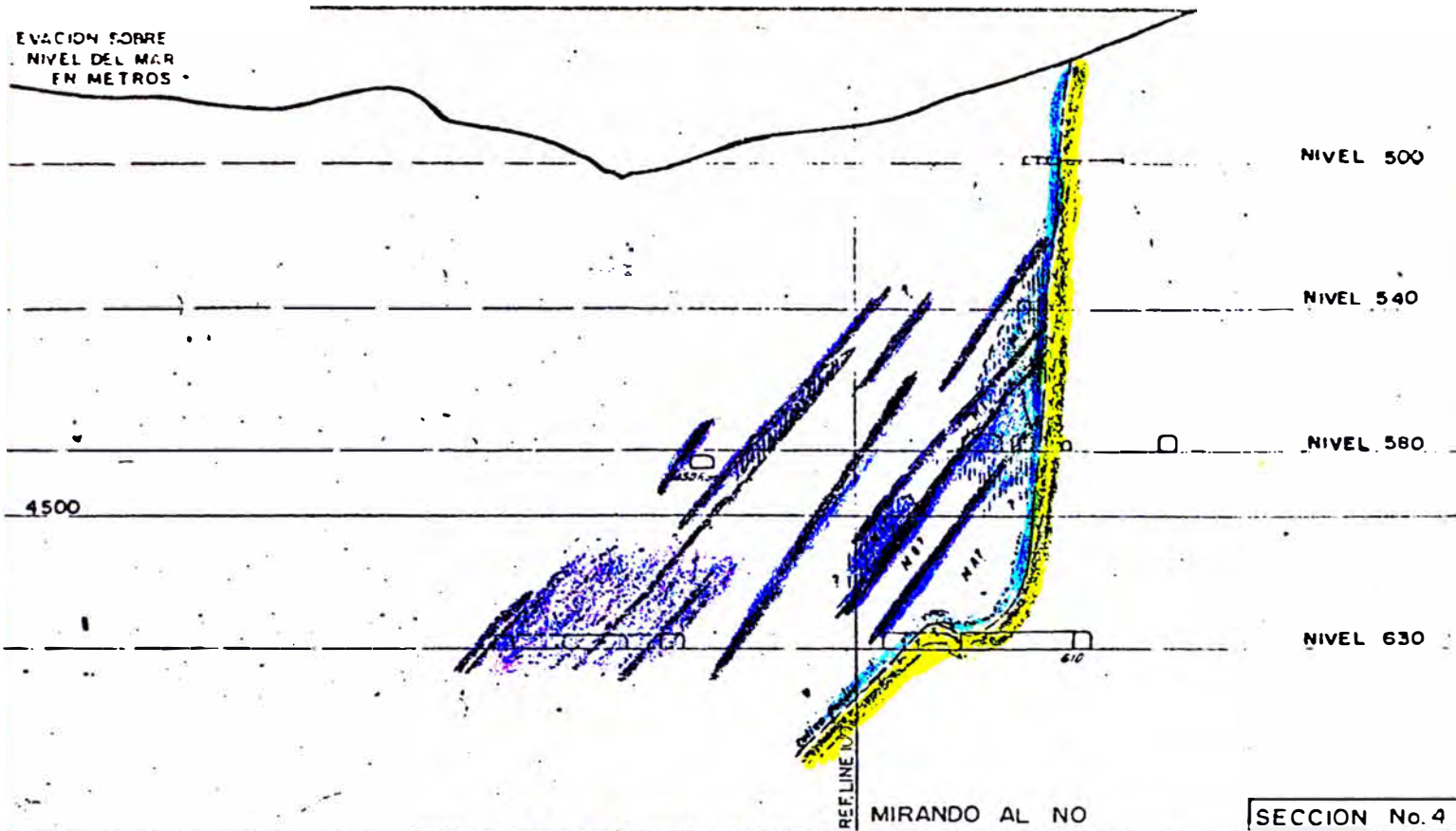
En el Manto 2; la mineralización se encuentra bien definido debido a que el reemplazamiento de las calizas ha sido total en algunos tramos, observándose la caja, techo y piso bien definida por los tufos que lo limitan. Se observa un fracturamiento transversal a los Mantos con un buzamiento de 70° al S.E; rellenos por minerales de esfalerita rubia y galena que manifiestan un alto contenido de plata.

El cuerpo mineralizado tiene un hundimiento aproximado de 30° S.E. y una longitud horizontal de 70 m.

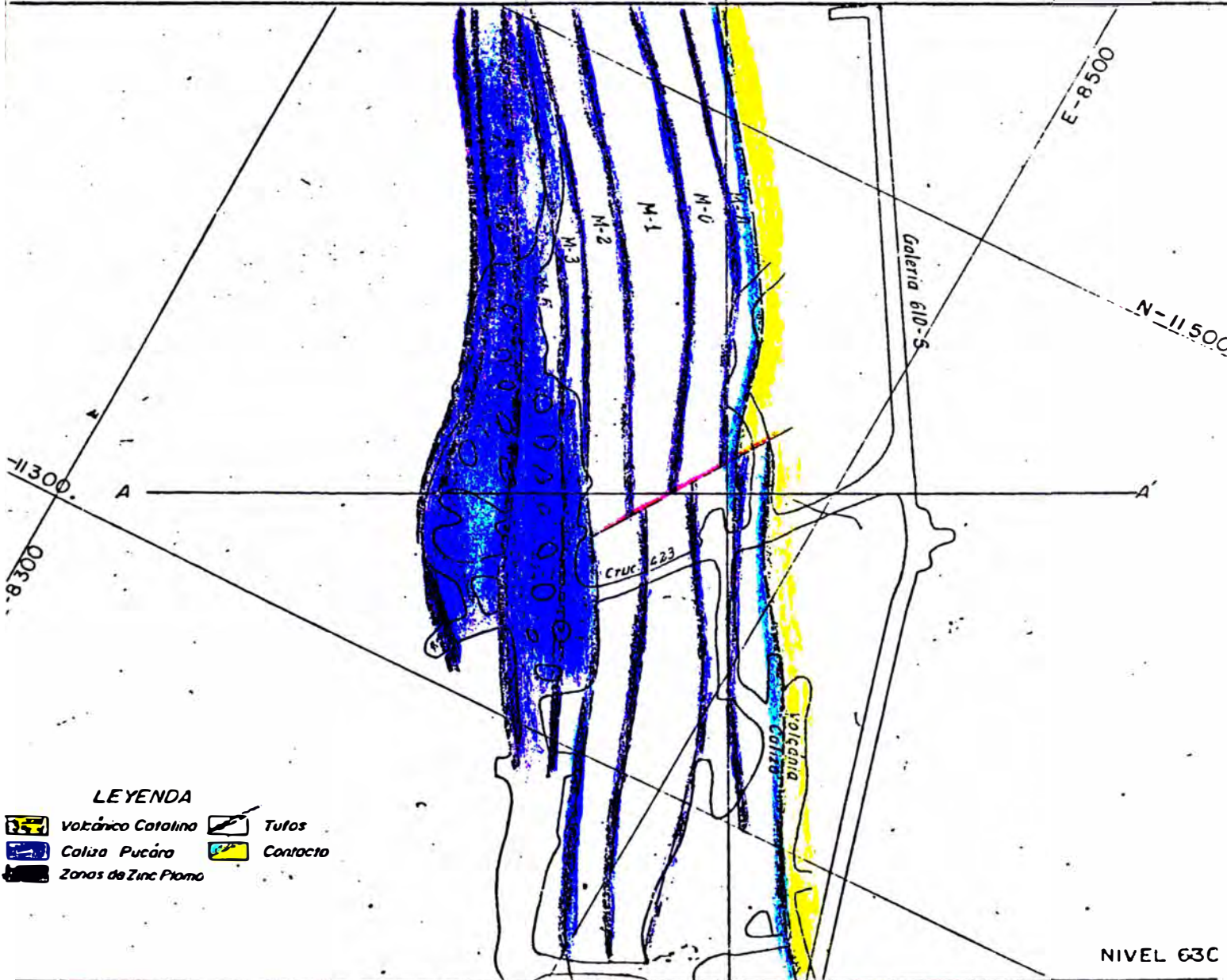
La potencia es variable llegando a tener 9 metros.

Los Mantos 3,5 y 6, cuya característica principal es que presentan alto contenido de Zinc y los valores de plata y plomo son muy bajos. Otra de sus características en su mineralogía es que

EVACIION SOBRE
NIVEL DEL MAR
EN METROS



SECCION No. 4



LEYENDA

-  Volcán Catalina
-  Caliza Pucara
-  Zonas de Zinc Plomo
-  Tulos
-  Contacto

NIVEL 630

REVISADO	TOPOGRAFIA	FECHA	CENTROMIN - PERU	Tesis: G. CHB
	GEOLOGIA F.V.R.	FECHA DIC 1976	MINA SAN CRISTOBAL	
	DIBUJADO A.A.C.	FECHA "	PLANO Y SECCION TRANSVERSAL DE LOS MANTOS SAN ANTONIO	PLANO No.

presentan alto contenido de hematita y siderita roja, que da al mineral un color rojo predominante.

Los minerales de mena son: esfalerita rubia, finamente diseminada y esfalerita marrón, galena diseminada en cristales finos.

Minerales de ganga; pirita masiva diseminada, magnetita muy errática en forma masiva, siderita de color castaño-oscuro, rojo y cuarzo de color lechoso o translúcido.

1.7. RESERVAS*

Por intermedio de sondajes diamantinos efectuados desde el Nivel 630, se ha detectado la presencia de un cuerpo mineralizado denominado 570"A", el cual se encuentra adyacente al contacto volcánico-caliza habiéndose cubicado 1'180,000 ton. de mineral probado y probable con las leyes siguientes:

<u>% Cu</u>	<u>% Pb</u>	<u>% Zn</u>	<u>Oz Ag</u>
0.08	0.88	7.65	2.79

Considerando el nivel de precios siguientes:

Plata	U.S.\$/onza	7.00
Cobre	¢ /lb	75
Plomo	¢ /lb	32
Zinc	¢ /lb	41

Valor en U.S.\$ /Ton. = 52.10 U.S. \$

1.8. TRANSPORTE

El transporte de mineral de la mina a la planta concentradora de Mahr Túnel se efectúa mediante los sistemas de:

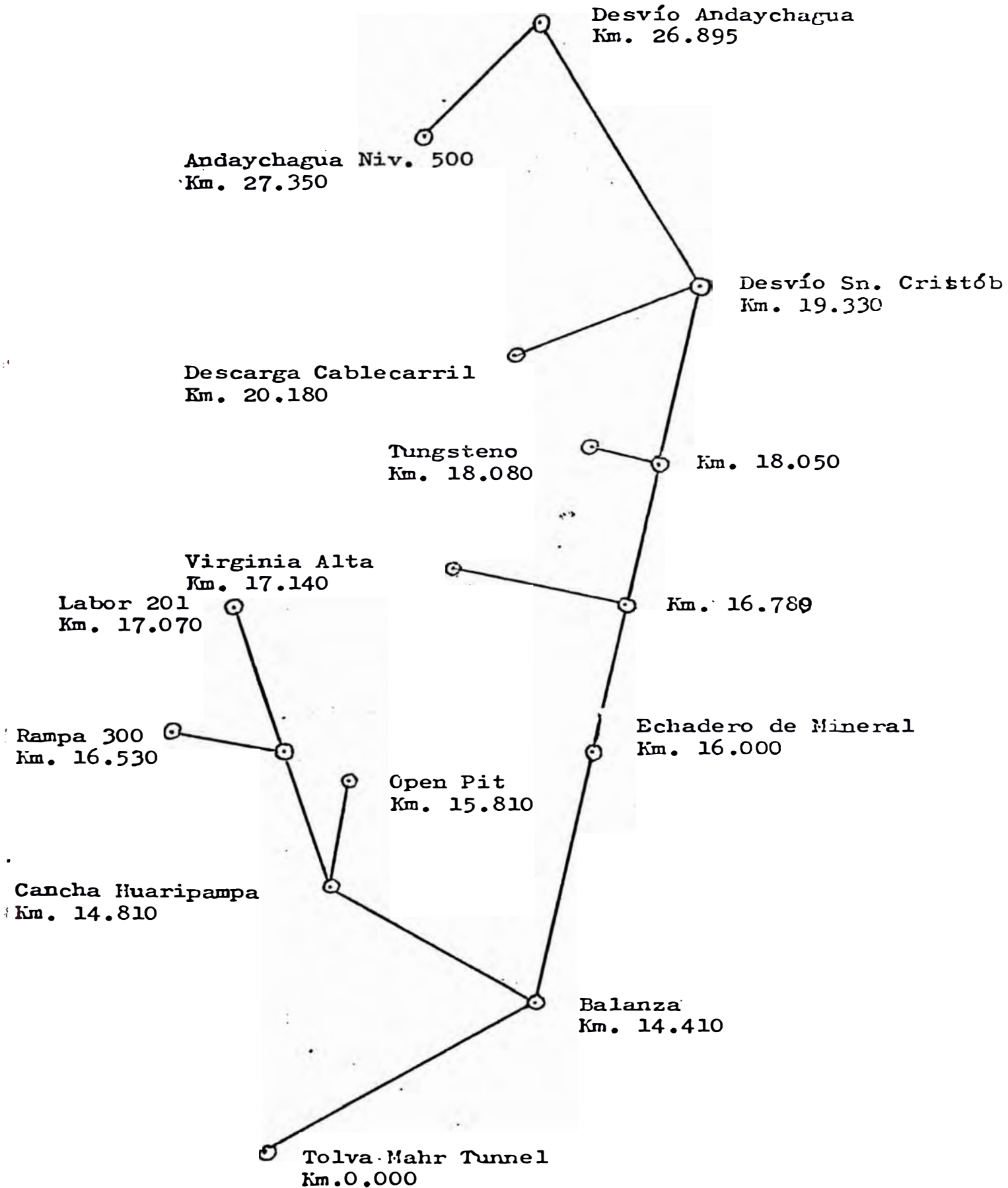
- a) Cablecarril, entre las tolvas de carguío en San Cristóbal y la estación de recepción en la Planta Concentradora de Mahr Túnel.
- b) Volquetes, entre las diferentes tolvas de carguío en la mina y tolva de almacenamiento en Mahr Túnel. (Ver croquis).
- c) La producción de mineral de la Unidad de San Cristóbal para el año 1980 fue de 516,000 T.C.S. de mineral combinado y 90,000 T.C.S. de mineral combinado con Tungsteno aportando el 53% de la producción total la zona de Huaripampa.

1.9. AIRE COMPRIMIDO

El aire comprimido es generado por cinco compresoras de 1,250 c.f.m. Ingersoll-Rand de las siguientes características:

	COMPRESORA		MOTOR SINCRONICO
Marca	Ingersoll-Rand	Marca	Gen. Electric
Tipo	XLE-Compresor	HP	300
Serie	JH-668	Vlt	2.300
Año	1,963	KVA	200
R.P.M.	450	P.P.M.	250
Pres. Descarg.	100	HP	15,000
Modelo	2060 FR3MAIN		

CRÓQUIS DE DISTANCIAS EN LA CARRETERA MAHR TUNNEL-SAN CRISTOBAL



1.10 AGUA INDUSTRIAL

El campamento San Cristóbal se provee de agua, provenientes de manantiales cercanos a los campamentos, pero el flujo de éstos en los meses de sequía (Mayo a Agosto) disminuye considerablemente por lo que se han perforado cinco huecos de Diamond-Drill de 3" 0 interceptando la zona de saturación cercana a la laguna de Páncar que posee un almacenaje total de 297,000 m³.

1.11 DESAGUE

El Túnel Victoria que tiene una longitud mayor de 5 km y una cota de 4,264 m.s.n.m., es utilizado para extracción del mineral y ventilación de la Cía. Minera Volcan. Centromin utiliza los servicios del Túnel para el drenaje de la Mina San Cristóbal y la extracción de desmonte proveniente de la prolongación del mencionado túnel.

El drenaje se lleva a cabo empleando dos chimeneas de Raise-borer de 1.20 m de diámetro efectuadas desde el nivel 630 al Túnel Victoria.

1.12. VENTILACION

La mina Huaripampa utiliza el sistema de ventilación forzada en la que los ventiladores ubicados en superficie absorben humo y gases del interior de la mina;

provenientes, tanto de los vehículos en operación (volquetes, Payloaders, Tractor) como los gases producto de los disparos de las labores; a través de cinco chimeneas circulares efectuadas con la Máquina Raise-borer, de cinco pies de diámetro cada una, lo cual hace que se obtenga un flujo de 1,472.31 m³/min.

El aire fresco ingresa por las Rampas 995 y 300 y en estas la velocidad del aire llega a ser de 90 m/min.

1.13. ENERGIA ELECTRICA

La Unidad San Cristóbal es abastecida de energía eléctrica a través de líneas de alta tensión de 50 kv. generada por la Central Hidroeléctrica de Pachachaca y que además provee de energía a las unidades de Casapalca, Morococha y Mahr Tpúnel; así como para las Empresas particulares Sacracancha, Alpamina, Carahuacra, Centramina, Millotingo.

La Central Hidroeléctrica de Pachachaca es una de las cuatro Centrales con que cuenta Centromín Perú.

Tiene una potencia instalada de 12 Megavatios y está formada por cuatro Unidades Generadoras Allischalmers. Cada una de ellas cuenta con dos Turbinas Pelton, eje Horizontal, de 5,000 Caballos de Fuerza, 300 revoluciones por minuto y un salto de 213.4 metros.

La energía que genera es elevada en la Sub-estación de salida principal de 2,3 a 50 kv. para interconectarse con una línea de enlace al Sistema de Centromin Perú en la Oroya.

C A P I T U L O I I

EXPLOTACION DEL YACIMIENTO

2.1. ANALISIS DE LA APLICACION DE LA MINERIA SIN RIELES EN SAN CRISTOBAL

Observando que en la Industria Minera persiste un marcado incremento en el Costo de Mano de Obra, materiales, maquinaria, etc. es necesario que los Supervisores de Mina, persigan como objetivo optimizar las operaciones de Minado a fin de mejorar la productividad, ello se consigue mecanizando las operaciones y de esta forma hacer proyectos marginales o de baja ley, en económicamente rentables.

Contrariamente a lo que se piensa, el empleo del sistema de Minería sin Rieles (Track-less Mining) no necesita una preciable inversión inicial, puesto que podemos emplear equipo alquilado para el movimiento de tierras (cargadores frontales, tractores, volquetes, motoniveladoras) e inclusive para la perforación (Jumbos vagones perforadores, etc) hasta que se capitalice el Proyecto y adquirir posteriormente el equipo ad-hoc (de bajo perfil y mayor potencia)

La principal aplicación de la mecanización en San Cristóbal fué en el campo de los Desarrollos, donde un Jum-

bo con dos brazos montado sobre llantas neumáticas que le permite gran flexibilidad , desarrolla las Rampas y Galerías con gran eficiencia.

Posteriormente este equipo se empleó en el derribo de mineral.

La otra aplicación de la mecanización está en el uso de equipo pesado diesel en casi todas las operaciones unitarias del minado; dentro de la Mina trabajan Car-gadores frontales, tractores, motoniveladoras, volque-tes, scooptrams, etc. otorgándole gran flexibilidad y eficiencia a las operaciones.

En la mina San Cristóbal los factores determinantes en la aplicación del método de explotación han sido:

- 1o. Buzamiento de la estructura, y
- 2o. Potencia de la estructura

de acuerdo a ello tenemos los métodos de explotación:

- 1o. En el Sistema de vetas Virginia, de buzamiento promedio 60° , cajas fuertes y potencia promedio 2,5 metros se ha aplicado el sistema de Corte y Reducción dinámico(Shrinkage mecanizado) con tol-vas de caída libre(Drop-points)
- 2o. En los mantos San Antonio y Santa Agueda, los - cuales en sus intersecciones con las vetas Vir- ginia han formado cuerpos irregulares, de buza-

miento 50 a 55°, potencia 30 metros y 60 a 120 metros de longitud, el arranque de mineral se efectúa mediante el laboreo por Cámaras transversales a los planos de estratificación de los Mantos.

2.2. CORTE Y REDUCCION(SHRINKAGE CON TOLVAS DE CAIDA LIBRE (DROP POINTS)

Aplicado en el sistema de Vetas Virginia(veta 722) que poseen las características siguientes:

- Buzamiento de 60 a 65°
- Potencia promedio 2,50 metros
- Altura entre Niveles 50 metros
- Cajas duras y competentes, en terreno volcánico
- Mineral duro

Anteriormente, se utilizó el sistema de Corte y Relleno para el arranque del mineral, el cual presentaba ciertas desventajas:

- Alto porcentaje de Dilución del mineral, pues de 2,50 metros que es el ancho de veta, el ancho de labor era de 3,50 a 4,00 metros a fin de permitir el ingreso del equipo de limpieza de mineral en este caso el Cargador frontal.
- Construcción de Rampas de acceso para el personal, equipó, materiales; entre los Niveles que compren-

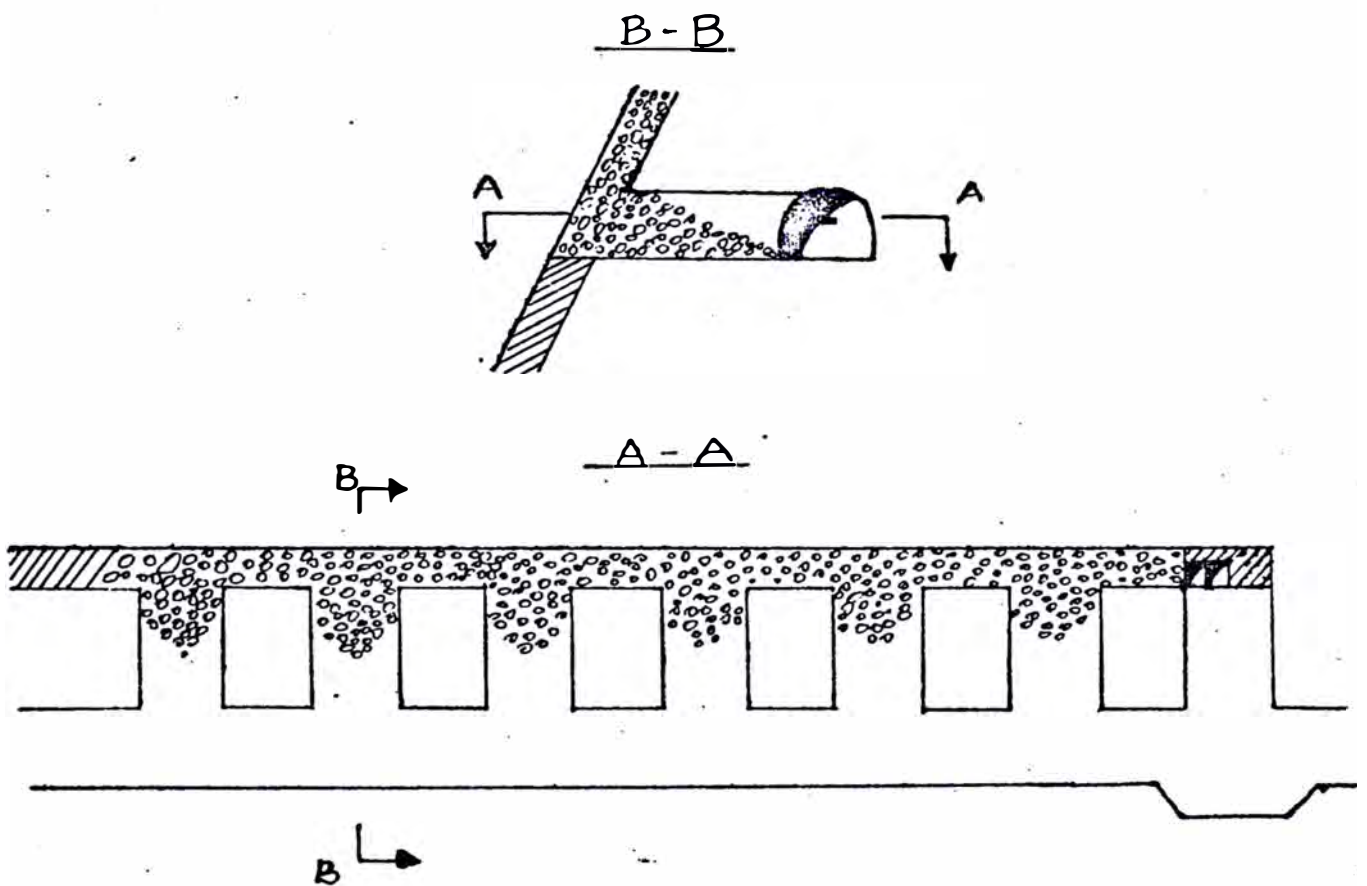


Figura 1. Ejemplo de Corte y Reducción Mecanizado

de el block de mineral a romperse y totalmente en terreno estéril.

Mayor exposición del personal y del equipo a accidentes por caída de rocas, pues al realizar la limpieza del mineral en los tajeos quedaba una altura libre de 6,0 metros.

Para proceder a la aplicación del Corte y Reducción seguimos los pasos siguientes:

A 2,00 m. del nivel de la Galería, corremos un sub-nivel en veta, con el propósito de conocer los valores y el comportamiento de la veta.

A continuación, desde la Galería abierta en la caja piso y que corre paralela a 10 metros de las Drop Points con un espaciamiento entre los centros de éstas de 10 metros. De estas Ventanas se extraerá el mineral del Tajeo, a fin de nivelar el piso de éste y proceder a la rotura del siguiente corte.

Cada 100 metros se procede a la apertura de Chimeneas que corren en mineral con el propósito de facilitar la ventilación así como el ingreso de personal, materiales y herramientas.

En el arranque de mineral se procede a perforar taladros inclinados 65° - 70° con la horizontal y de 2,40 metros de longitud, espaciados entre sí 0.60 metros.

En la perforación se emplean perforadoras stopper R-300A con pistón de 5,0 cm. de diámetro, Ingersoll - Rand y barrenos de 2,23 cm. de diámetro (7/8 pulg)

El costo de Minado en las labores de Corte y Reducción es de 47.50 U.S.\$/Tc.

2.3. CAMARAS Y PILARES

Aplicado en los cuerpos mineralizados 63-423 y 73-570 los cuales poseen las características siguientes:

- Buzamiento promedio 50°
- Potencia promedio 25 metros
- Altura entre niveles 100 metros
- Caja piso desarrollada en terreno volcánico, mientras que la Caja techo es suave y deleznable compuesta por calizas
- Mineral de dureza media

En un principio se extraía todo el mineral como un Corte y Relleno en grande, sin dejar Pilares, por lo que dadas las dimensiones del tajeo al haberse efectuado ~~todo~~ el corte, este comenzaba a derrumbarse, sirviendo los planos de estratificación de los Mantos como planos de deslizamiento de grandes bloques de mineral, ocasionando pérdidas tanto de mineral como del equipo.

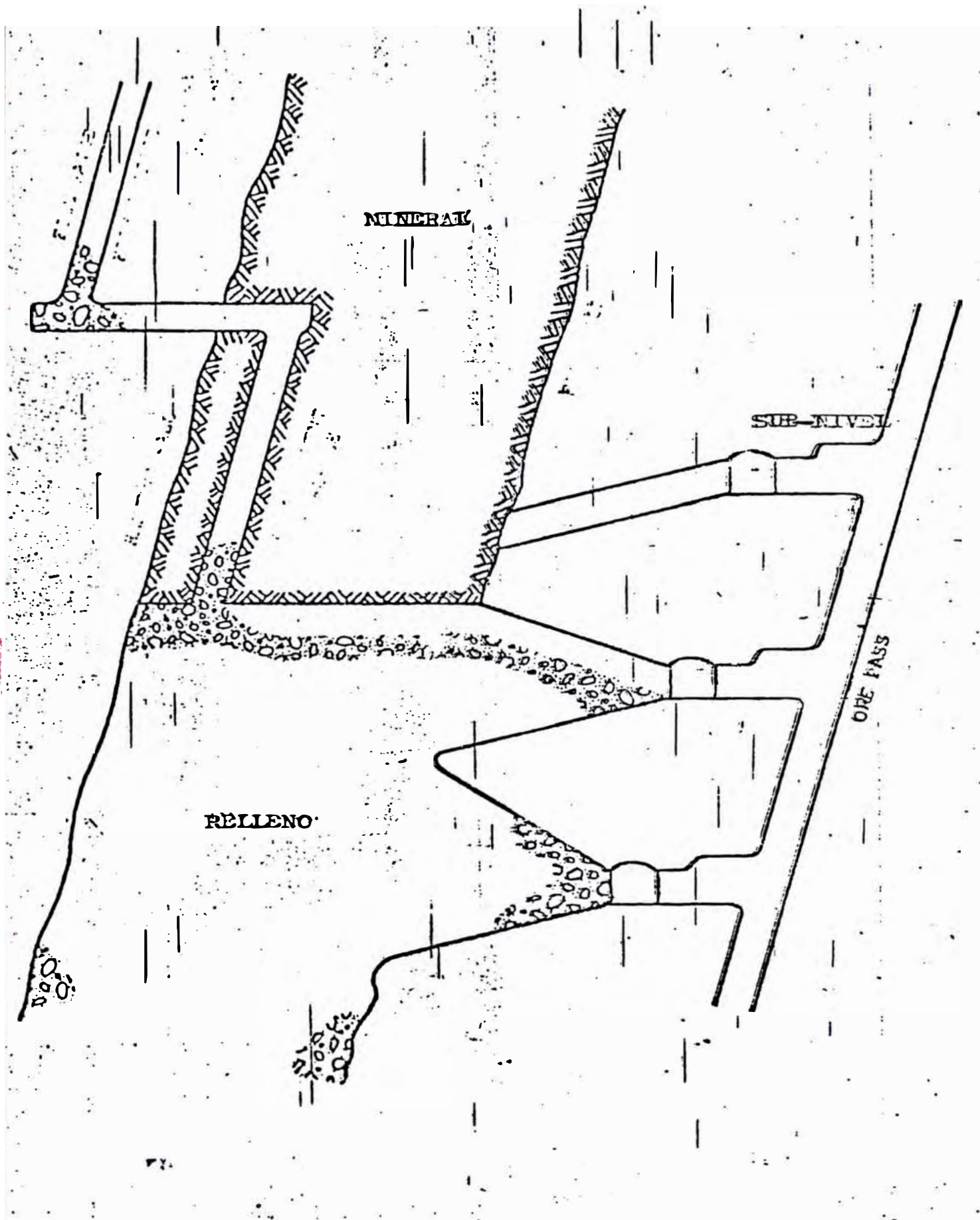


Figura.2. Ejemplo de Cortes y

En el método de Cámaras y Pilares, así como en el método anterior, partiendo de la Galería correspondiente efectuamos un crucero perpendicular a ésta, cortando al sistema de mantos respectivo. Al llegar al mineral y pegados a la Caja piso arrancamos dos frentes, al Norte y al Sur, a fin de determinar los límites de ambos extremos del Tajeo, Por el extremo sur efectuamos un crucero que comunique al límite de la mineralización con el propósito de disponer de doble acceso, lo cual permite una mejor ventilación del tajeo, y, asimismo, comunique a la Rampa de acceso, a partir de la cual abriremos los cruceros cada 50 metros para continuar con la explotación, proporcionándonos una altura de corte de 6 mts. Como relleno, normalmente, empleamos el desmote procedente de los avances de las Rampas, Ventanas y Galerías, además del que procede de superficie a través de las Chimeneas de relleno ó Fill-pass.

Una vez delimitada la extensión de la mineralización, procedemos a dividir el cuerpo de mineral en Cámaras adyacentes de 8.0 metros de ancho, perpendiculares a la estratificación, a fin de favorecer el autosostenimiento del terreno.

El arranque se realiza trabajando las Cámaras alternadamente dejando entre ellas una que fungirá de pilar. De esta manera, disponemos de un gran número de Frentes de trabajo.

Al final de la explotación; las Cámaras tendrán dimensiones de 12.0 metros de ancho y los pilares intermedios serán de 4.0 x 4.0 metros. El techo tendrá una altura máxima de 4,5 metros para poder controlarlo adecuadamente.

La recuperación del mineral es del orden del 90%.

La perforación es horizontal, de barrenos paralelos, y se emplea el corte Canadiense o Coromant. Esta se realiza con máquinas Track-Drill o Jumbos fabricados por Ingersoll-Rand.

Los barrenos que se emplean son los Coromant de 3.75 cm. de diámetro x 300 cms. de largo y brocas Coromant de 6.25 cm. de diámetro.

La voladura se efectúa con ANFO y en lugares poco ventilados con Dinamita EXSA de 45%

El carguío y transporte de mineral y desmonte se lleva a cabo con Cargadores frontales diesel 966-C y volquetes VOLVO de 14 tons. de capacidad.

La eficiencia obtenida es alta de 10-14 ton/tarea-promediando 12 toneladas/tarea siendo el costo por tonelada de U.S. \$ 30.80.

C A P I T U L O I I I

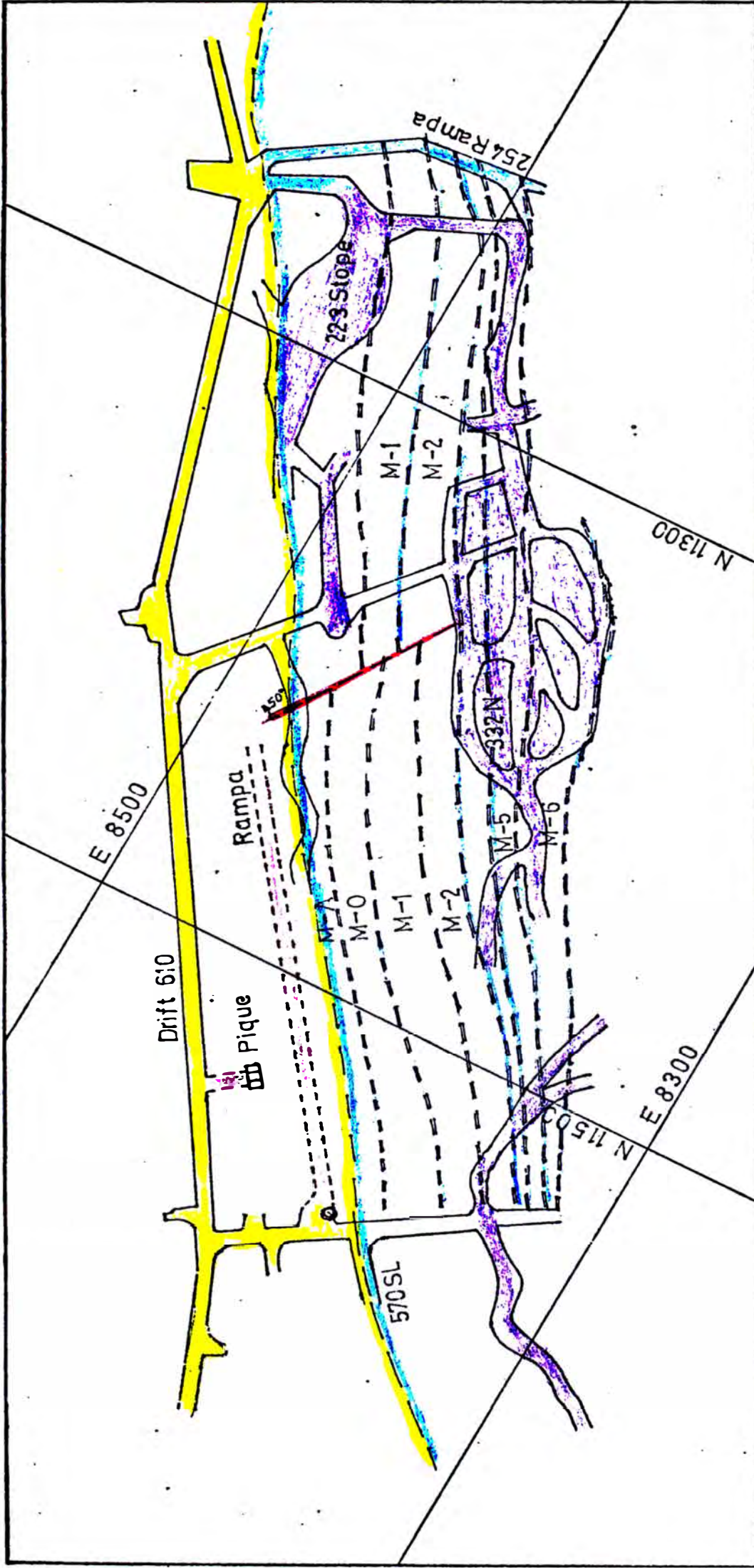
DISEÑO Y CONSTRUCCION DE LA RAMPA

3.1. SELECCION DEL TIPO DE TRANSPORTE A EMPLEAR

Con el propósito de hacer accesible el Cuerpo mineralizado 570-A que profundiza debajo del Nivel 630 facilitando el acceso del personal, materiales, y servicios así como la extracción del mineral desde 100 m. debajo del Nivel mencionado, debemos efectuar la elección de un sistema de transporte tal que:

- podamos iniciar los trabajos de desarrollo lo más temprano posible, lo cual influirá en un menor pago de réditos*
efecutar un mínimo de trabajos de desarrollo que nos asegure un flujo continuo de producción para así obtener eficiencias mas altas introduciendo equipos de mayor tamaño y capacidad.
- el flujo de fondos acumulado (y por ende la tasa interna de retorno) más alto, al iniciar mas temprano la producción de mineral.

* Mineral Industries Bulletin, D. Gentry y M. Hrebar "Procedur-
refor Determining Economics of small Underground Mines"
pag. 9-10.



CENTROMIN - PERU

TESIS: G. CHAMORRO B.

MINA SAN ANTONIO: ALTERN. PIQUE VS RAMPA

PLANO N° 4

- proporcione flexibilidad a las operaciones.

Si bien el sistema de transporte vertical (pique) requiere en nuestro caso 20% menos de inversión inicial comparado con el sistema de transporte por Rampas; el primero tiene el inconveniente de emplear 40% mas de tiempo de ejecución que el segundo y además durante su construcción no podemos llevar a cabo trabajo alguno de Desarrollo.

Para comparar ambas alternativas (Pique vs Rampa); supondremos que las efectuamos para un período de tiempo n= 5 años considerando una tasa de interés $i = 16\%$, los precios de construcción son considerados a suma alzada y para tomar la decisión calcularemos el Valor Actual Neto de cada alternativa, eligiendo la que represente el mayor valor actual, los precios están en U.S. \$ al cambio de 1.00 U.S.\$ = 560.00 soles oro.

3.1.1. CONSTRUCCION DE UN PIQUE: ALTERNATIVA I

Las características del equipo que nos permita tener una capacidad de izaje de 1,000 ton/día en dos turnos de 8 horas, extrayendo mineral hasta 100 m. de profundidad; condiciones similares de operación del Pique "Porvenir" Sección San Cristóbal, son:

- 1 Winche de doble tambor cilíndrico de 48"

x 36" , con motor eléctrico de 100 H.P., 440 voltios, 600 R.P.M. control magnético a través de Bancos de resistencia y equipo eléctrico - complementario.

- 1 Polea motriz de 60" de diámetro
- 2 Poleas de cabeza de 48"
- 3 Cables de izaje 6 x 19; de 3/4 pulg. de diámetro x 1,200 pies de longitud c/u
- 2 jaulas de aluminio, de capacidad para 8 personas.
- 2 skips tipo Anaconda de descarga lateral, capacidad de 2.5 ton.

Las actividades a llevarse a cabo son:

DESCRIPCION	DIMENSIONES	COSTO UNITARIO (U.S.\$)	GOSTO TOTAL (U.S.\$)	TIEMPO (mes)
Estación collar	12.00 m. x 5.0 m. x 4.0 m.	60.00/m ³	14,400	(1)
Excavación pique	2.5 x 5.0	1,500.00/m.l.	165,000	(11)
Chimenea cables winche	1.2 x 1.2	40.00/m.l.	1,400	(3)
Construcción casa winche	8.0 x 8.0 x 4.0	60.00/m ³	15,360	(4)
Enmaderado pique	140 m.l.	450.00/ml.	63,000	(4)
Preparación Ore-pocket(2)	10.0 x 4.0 x 4.0	40.00/m ³	12,800	(4)
Instalación Ore-pocket(2)		14,000 c/u	28,000	(2)
Estación nivel- 50	12.0 x 5.0 x 4.0	60.00/m ³	14,400	(1)
Estación Nivel-100	12.00 x 5.0 x 4.0	60.00/m ³	14,400	(1)
Galerías	1.8 m x 2.40 m.	260.00/m.l.	156,000	(6)
Chimeneas	1.5 m x 3.0	175.00/m.l.	52,500	(8)
			547,060	30

INVERSIONES:

Primer año	181,760.00 U.S. \$
Segundo año	178,775.00 "
Tercer año	186,525.00 "

() actividades críticas

3.1.2. CONSTRUCCION DE RAMPA: ALTERNATIVA II

La rampa objeto de comparación que debe profundizar 100 m. bajo el Nivel 630 posee las siguientes características:

DESCRIPCION	DIMENSIONES	COSTO	COSTO	TIEMPO
		UNITARIO	TOTAL	
		(U.S.\$)	(U.S.\$)	(meses)
Const.rampa	4.5 m. x 4.5m	500.00/m	425,000	10
Const.galeria	4.5m x 4.5 m.	500.00/m	150,000	4
Const.chimenea	1.2 m. diámetr.	344.50/m	103,350	6

INVERSIONES:

Primer año	425,000
Segundo año	253,350
Tercer año	

3.1.3. ACTUALIZACION

Con fines de comparación supondremos que la contribución o ingreso neto por tonelada de mineral en el sistema convencional es de 5,00 U.S.\$; considerando la misma cantidad para el sistema track-less.

En ambas alternativas consideramos extraer en el primer año despues de finalizado el acceso un cuarto de la producción, el segundo año la mitad y el tercer año igual a la producción anual; siendo estas asunciones hechas solo con fines de comparación.

Para tomar la decisión nos ayudaremos con el cálculo del valor actual neto de cada alternativa esogiendo la de mayor valor.

A) ALTERNATIVA I

	<u>AÑO 0</u>	<u>AÑO 1</u>	<u>AÑO 2</u>	<u>AÑO3</u>	<u>AÑO4</u>	<u>AÑO5</u>
Ingresos				225,000	450,000	900,000
Egresos	(181,780)	(178,775)	(186,525)			
<hr/>						
Flujo Caja Neto	(181,780)	(178,775)	(186,525)	225,000	450,000	900,000
Fact.Dcto.	1,00000	.86207	.74316	.64066	.55229	.47611
<hr/>						
	(181,780)	(154,117)	(138,618)	144,148	248,530	428,499
V.A.N. =	346,662 U.S. \$					

B) ALTERNATIVA II

	<u>AÑO 0</u>	<u>AÑO 1</u>	<u>AÑO 2</u>	<u>AÑO 3</u>	<u>AÑO 4</u>	<u>AÑO 5</u>
Ingresos			225,000	450,000	900,000	900,000
Egresos	(425,000)	(253,350)				
<hr/>						
Flujo Caja						
Neto.	(425,000)	(253,350)	225,000	450,000	900,000	900,000
Fact.Dcto.	1.00000	.86207	.74316	.64066	.55229	.47611
<hr/>						
	(125,000)	(218,405)	167,211	288,297	497,061	428,499

V.A.N. = 737,663 U.S.\$

Por lo tanto la ALTERNATIVA II nos ofrece mejores condiciones.

3.2. UBICACION DE LA RAMPA

3.2.1. UBICACION GEOLOGICA

La Rampa Principal o Rampa 572, tiene su emplazamiento en el extremo norte de la Unidad San Cristóbal, colindante con los denuncios de la Cía. Minera Volcan.

El terreno en el cual se desarrollará es una roca volcánica del tipo Dacítico -Andesítico, bastante resistente y con muy poca o ninguna presencia de estructura notables, estas rocas volcánicas pertenecen al Grupo Mitu de la Edad Permiana

La Rampa estará separada 10 mt. del contacto volcánico-mineral.

3.2.2. UBICACION TOPOGRAFICA

Con el propósito de facilitar la ventilación y el drenaje de la Rampa 572, se ha ubicado esta entre dos Chimeneas efectuadas con la máquina Raiser-Borer que comunican al Túnel Victoria de la Cia. Minera Volcan, situado 190 mt. debajo del emplazamiento de la Rampa Estas Chimeneas son conocidas con los números 572 y 404

3.3. DISEÑO DE LA RAMPA

La Rampa 572 tiene una longitud de 285 mt(950 pies) en los tramos longitudinales, siendo la longitud total de 850 metros (2,787 pies)

La sección es de 4,5 metros x 4.5 metros(15 pies x 15 pies) en las partes rectas y en los tramos de curva posee las siguientes dimensiones 4,5 metros x 6.0 metros(15 pies x 20 pies) hecho con el fin de mejorar la velocidad del flujo de ventilación, así como la maniobrabilidad de los vehículos en circulación.

La gradiente es de 12% o 7.0° en función del equipo a emplearse y en las curvas ésta es sencillamente horizontal.

Así mismo, se diseñó una cuneta de 0,30 metros x 0.30 metros de sección, en el lado izquierdo, para drenar la Rampa cuando se tenga presencia de agua.

3.4. CONSTRUCCION DE LA RAMPA

3.4.1. PERFORACION DE LA RAMPA

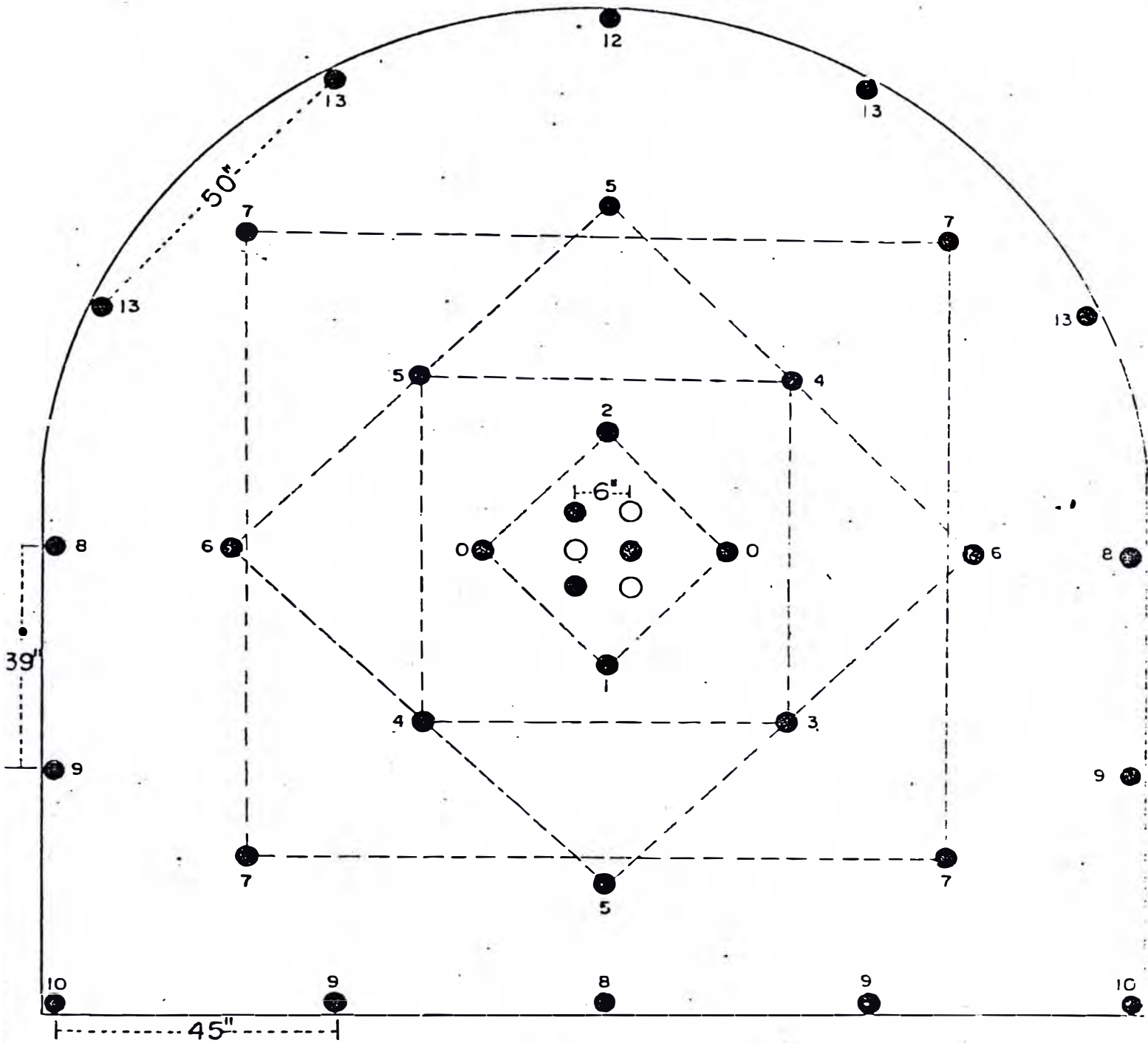
En la perforación de esta rampa inclinada se ha utilizado JUMBO 96 M.J.M. montado sobre llantas el cual lleva dos perforadoras también Ingersoll-Rand URD-475, las cuales poseen una

velocidad de penetración promedio de 60 cm.x minuto empleando barrenos Coromant de 3.81 cm. de diámetros de 3.6 mt. de largo; la broca a utilizar es Sandvik-Coromant con 4 insertos de Carburo de Tungsteno dispuestos en cruz; la broca tiene las dimensiones siguientes: diámetro externo 5 cm. diámetro interno 3.81 cms. En terrenos competentes es recomendado emplear el Corte Quemado a Canadiense, de barrenos paralelos efectuando un total de 30 taladros para el frente de perforación. El tiempo empleado para efectuar la perforación del frente varía de 2.5 a 3.0 horas.

3.4.2. VOLADURA EN LA RAMPA

En el carguío de los taladros del frente se utiliza dinamita 75% SEMEXA como cebo y Anfo el que debido a su gran poder explosivo ayuda a obtener adecuada fragmentación del material. Las guías empleadas son de 12 pies de longitud para proporcionar mayor seguridad al personal, y cada una de ellas lleva un fulminante No. 6 y un conector en los extremos. Para evitar tiros cortados en los arrastres, dada la excesiva humedad de éstos, empleamos

TRAZO DE PERFORACION EN GALERIAS PARA USO DE AN-FO



MINA HUARIPAMPA - SAN CRISTOBAL - CENTROMIN PERU

MAQUINA: *Track Drill o Jumbo*

SECCION DE GALERIA: $13.5' \times 13.5'$

DIAMETRO DE LOS TALADROS: $2 \frac{1}{2}''$

No. DE TALADROS: 36 de 9'

MATERIAL: *Andesita (Compacta)*

CORTE: *Quemado*

DENSIDAD DE CARGA: 1.16 Lbs./pie

ESCALA: $\frac{1}{2}'' = 1'$

doble guía para asegurarnos la detonación de estos taladros. Finalmente, todas las guías se unen mediante el cordón de encendido (Igniter-Cord) según el orden de detonación. La velocidad de combustión de las guías es de 1 pie/15 seg. El tiempo empleado para el carguío del frente es de 0.75 hora.

3.4.3. TONELAJE A MOVERSE POR DISPARO

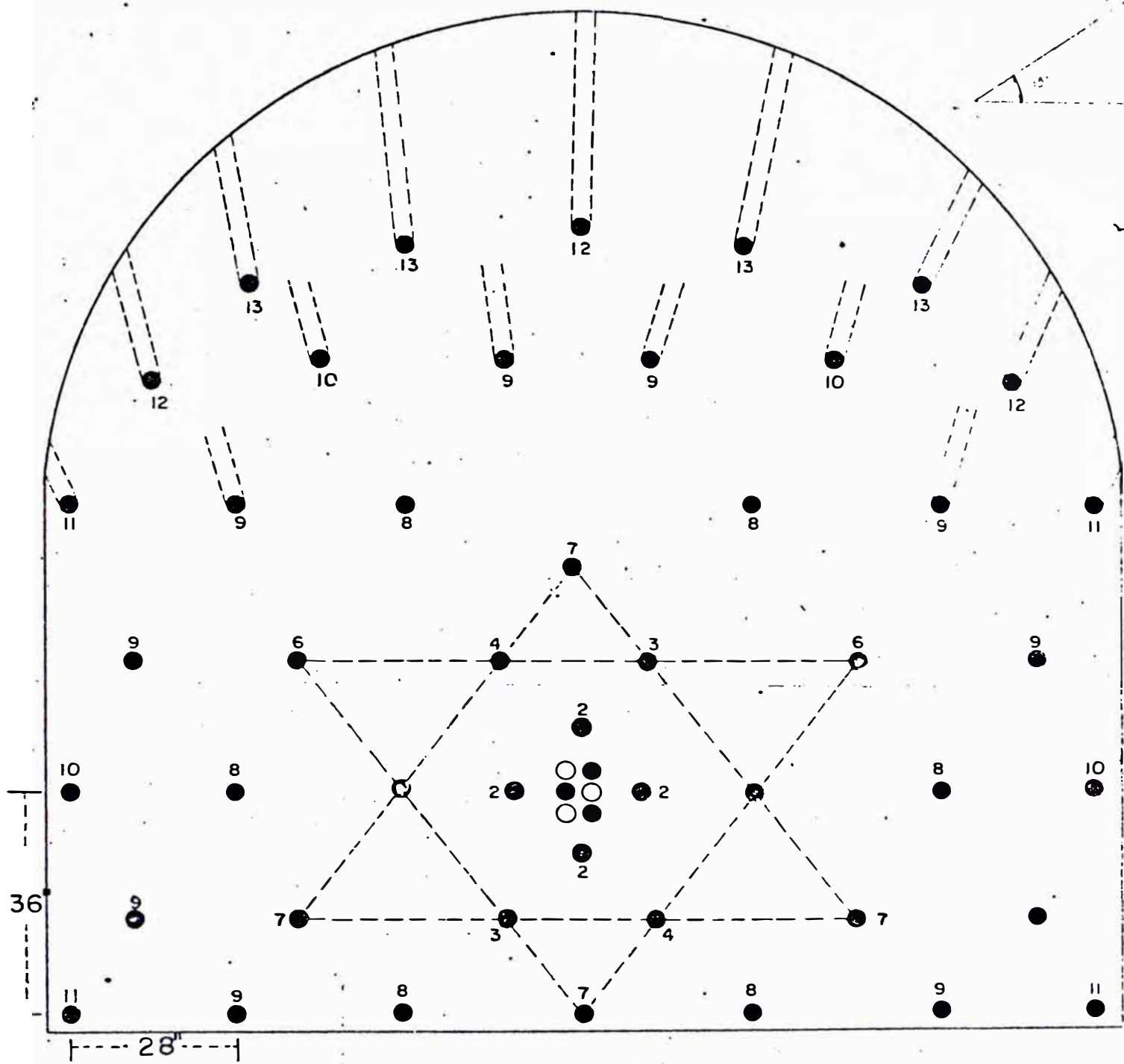
De acuerdo a la experiencia de trabajo, si la longitud perforada de un barreno es de (10 pies) solamente tenemos una eficiencia del 80% en el mejor de los casos, debido a que no todos los disparos nos proporcionan una superficie lisa, sino más bien irregular, por lo tanto, para nuestro caso:

$$= (3.0 \text{ mt.} \times 0.8) \times (4.5 \text{ mt} \times 6.0 \text{ mt}) \times 2.7 \text{ ton/m}^3 = 175 \text{ ton/disparo.}$$

Considerando un porcentaje de Esponjamiento de 35% obtendremos por cada disparo un volumen de:

$$\text{Factor de Esponj.} = \frac{100}{100 + 35} = 0.740$$

TRAZO DE PERFORACION EN GALERIAS PARA USO DE AN-FO



MINA HUARIPAMPA - SAN CRISTOBAL - CENTROMIN PERU

MAQUINA: *Jackleg*

SECCION DE GALERIA: *13.5' X 13.5'*

DIAMETRO DE LOS TALADROS: *34 a 38 mm.*

No. DE TALADROS: *53 de 8'*

MATERIAL: *Volcánico (Ligeramente fracturado)*

CORTE: *Quemado*

DENSIDAD DE CARGA: *0.42 Lbs./pie*

ESCALA: *1/2" = 1'*

$$\text{Volumen a mover} = 64.8 \text{ m}^3 \div 0.74 = 87.6 \text{ m}^3$$

3.5. SOSTENIMIENTO

Como principales elementos de sostenimiento se consideraron:

a) **PERNOS DE ANCLAJE Y MALLA.** En las zonas donde la Andesita se presenta fracturada en bloques, con poca o ninguna presencia de material arcilloso.

b) **SHOTCRETE.** Donde la roca se presenta sumamente fracturada, con poca o ninguna presencia de agua y además, se tenga considerables presiones del terreno que hagan explotar la roca.

En el caso de presentarse abundante filtración de agua en el techo y costados empleamos compuestos acelerantes del fraguado, tales como Sika², Chema, etc.

C A P I T U L O I V

EQUIPO A EMPLEARSE EN LA CONSTRUCCION DE LA RAMPA

4.1. ALGUNAS CONSIDERACIONES PARA LA SELECCION DEL EQUIPO

Existen dos cometidos fundamentales para el minero: el arranque y transporte del mineral útil hasta la superficie. Es por ello que, generalmente, los diseños de minas tienden a desarrollar galerías de transporte grandes que puedan acomodar equipo mecanizado más grande y de mayor productividad, dado que los costos de operación no necesariamente se incrementan en razón directa con la capacidad de transporte.

Por ello, la industria minera puede soportar los efectos de elevación de la mano de obra y otros costos de operación, mediante el empleo de equipos de mayor capacidad, para incrementar la productividad.

4.1.1. ESPACIO MINIMO OPTIMO.

El espacio mínimo libre en las galerías de transporte, adecuado para una operación efectiva del vehículo son las siguientes.

Espacio libre neto sobre el ancho del vehículo = 4 pies(1.22 mt)

Espacio libre neto sobre el ancho del vehículo = 3 pies(0.91 mt)

4.1.2. DISPONIBILIDAD DEL EQUIPO.

La disponibilidad es un factor muy importante cuando se programa las operaciones del equipo.

Existen dos tipos de Disponibilidad Mecánica y Física.

a) **Disponibilidad Mecánica:** Es el factor que muestra la disponibilidad del equipo menos las pérdidas de tiempo por razones puramente mecánicas.

$$\text{Dis. Mecánica (\%)} = \frac{\text{Horas de Operación}}{\text{Hras. Oper} + \text{Hras.Repar}} \times 100$$

Horas de Operación: Es el tiempo que un operador es asignado a un vehículo en condiciones de operación, Este tiempo podría incluir demoras de operación tal como las siguientes:
1. Pérdidas de tiempo viajando hacia y desde

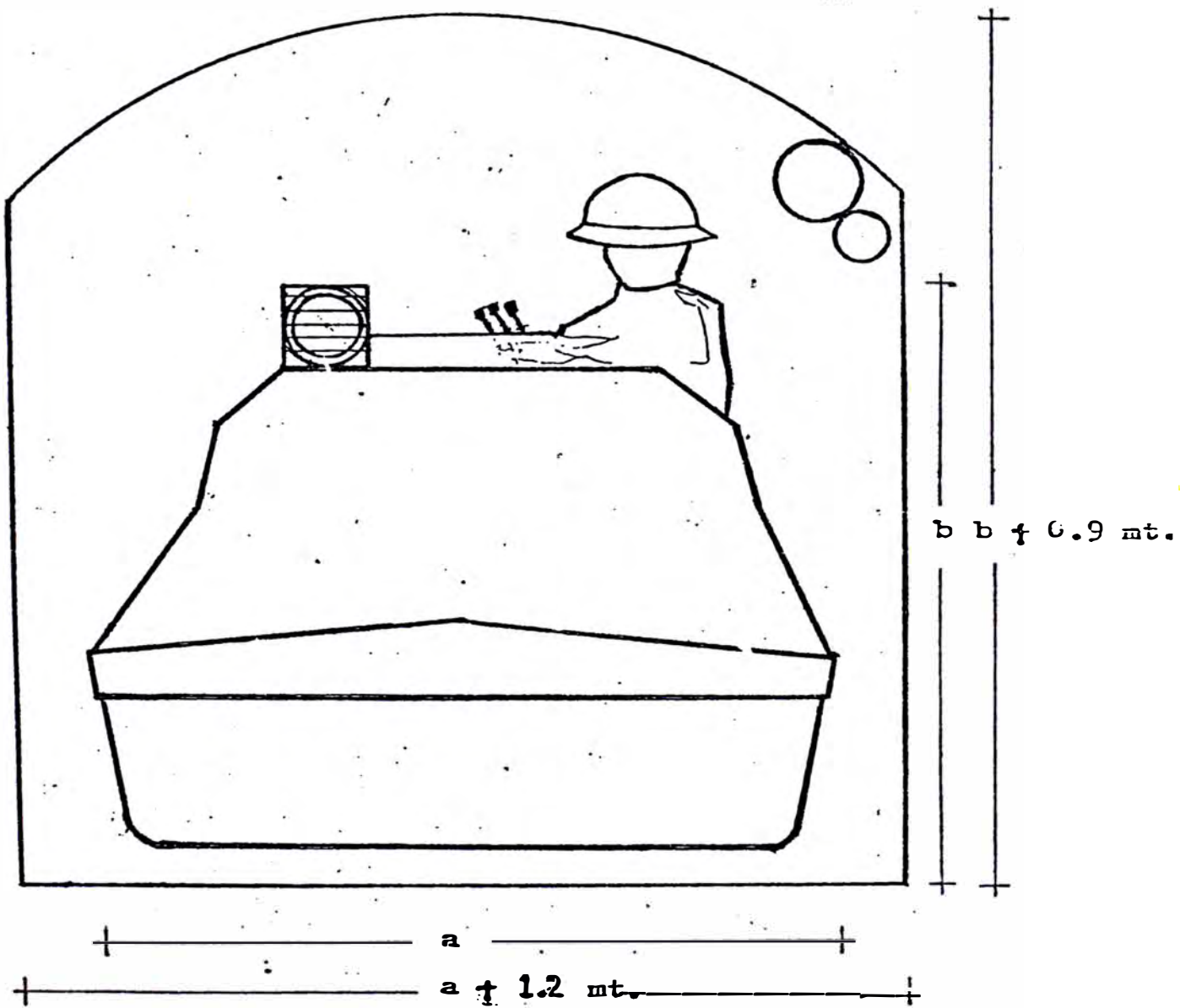


Figura 3.: Espacio mínimo óptimo de una Rampa.

el área de trabajo.

2. Moviendo un vehículo de un punto de operación a otro.
3. Servicio de rutina del vehículo tal como: inspección visual, lubricación y, abastecimiento del combustible.
4. Interferencias en el trabajo.
5. Tiempo empleado en reuniones de Seguridad e interrupciones indeseables en las operaciones.

Las pérdidas de tiempo son también consideradas como parte del Costo de Operación y en los Cálculos de Productividad.

Horas de Reparación.- Es el tiempo empleado en las reparaciones actuales, incluyendo el tiempo de espera empleado en la reparación, reemplazamiento de repuestos y mantenimientos no programados; este tiempo también es añadido a las horas de reparación. Por ejemplo, el tiempo de operación de mina es de dos turnos por día, se pueden programar todos los trabajos de reparación en turnos aparte; tales tiempos de reparación son necesarios

para mantener el equipo y como tal deben ser incluidos en la Ecuación de Disponibilidad Mecánica.

Este dato puede ser utilizado para la estimación del trabajo, programación de operaciones y hacer comparaciones entre vehículos competitivos equivalentes.

Las horas Stand-by se excluyen para evitar sobre programación del equipo.

- b) Disponibilidad Física: Es el factor que muestra la disponibilidad del equipo como un porcentaje del tiempo programado para las operaciones realizadas.

$$\text{Dis.Física(\%)} = \frac{\text{Hrs. Operación/Hrs.Stand-by}}{\text{Hrs. Programadas en Operación}} \times 100$$

Horas Stand -by : Es la parte del tiempo que el equipo está disponible pero no es usado dentro del tiempo programado para las operaciones.

Por ejemplo, en un programa de dos turnos de operación por día, el tiempo Stand-by no es

Por ejemplo, si el porcentaje de la flota de vehículos fuera sumamente baja, ello podría indicar carencia de personal o un exceso de equipo.

Por otro lado, si el porcentaje de la flota de vehículos está sobre el nivel establecido, ello podría indicar carencia de equipo o un exceso de operadores.

EJEMPLO:

T_o	= Hrs. de operación	(250)
T_r	= Hrs. de reparación	(50)
T_s	= Hrs. de Stand-by	(100)
T_t	= Hrs. tiempo programado	(400)

DISPONIBILIDAD MECANICA

$$\frac{T_o}{T_o + T_r} \times 100 = \frac{250}{250 + 50} \times 100 = 83.3\%$$

DISPONIBILIDAD FISICA

$$\frac{T_o + T_s}{T_t} \times 100 = \frac{250 + 100}{400} \times 100 = 87.5\%$$

USO DE LA DISPONIBILIDAD

$$\frac{T_o}{T_o + T_s} \times 100 = \frac{250}{250 + 100} \times 100 = 71.4\%$$

4.2. CALCULO DE EQUIPO Y NUMERO DE TAJEOS PARA UNA PRODUCCION DE 500 T.c./día

PERFORACION MINA:

Longitud tajeo : 300 m.

Ancho promedio tajeo: 25 m.

Relación penetración: 2.00 pies/min.

Profundidad taladro : 10.0 pies

Tiempo perf.taladro : 5 min.

Producción/taladro : pattern 3' x 3'

Volumen : 0.90 m x 0.90 m. x 3.0 m. x 0.8 =
1.944 m³

Tons/taladro : 1.944 m³ x 3.3 T.c/m³ = 6.400 Tc/tal

Perforación requeri-

da : (8 hrs x .75 Eff. operación x .70 Ef-
mec. 4.0 hrs ó 240 min.

Producción/Turno perf.: 240 min x 1.28 Tc = 307 Tc/turno

Producción/Día : 307 Tc/turno x 2
: 614 Tc.

Jumbos en perforación requeridos para una producción de:

$$500 \text{ Tc} \times \frac{1.00}{.94} \times \frac{7}{6} = 620 \text{ TcH}$$

$$\text{Producción/Turno} : \frac{620 \text{ Tc}}{2} = 310 \text{ TcH/turno}$$

$$\text{Jumbos requeridos} : \frac{310 \text{ TcH}}{307} = 1.01 \text{ unidades}$$

Es decir se requiere una unidad en perforación

CARGUIO DE MINERAL:

Equipo	: soops de 3.5 yd ³ capacidad
Carga por cuchara	: 2.6 m ³ x .7 x 2.3 Tc/m ³ = 4.2 Tc
Velocidad prom. carga	: 6.4 km/hr
Velocidad prom. retorno	: 9.6 km/hr
Distancia prom. Transp.	: 110 m
Tiempo de viaje	: $\frac{2 \times 110 \text{ m.}}{133.33} = 1.65 \text{ min}$
Tiempo fijo	: carguío + vaceado + maniobras
	: .75 min + 100% = 1.5 min.

Tiempo del ciclo	: 1.65 min + 1.5 mi = 3.15 min
Número del ciclos/hr	: 30 min. / 3.15 min = 9.50 viajes /hr
Producción/hr	: 9.5 viajes/hr x 4.2 Tch = 39.9 Tch
Producción/turno	: 8.0 hr/turno x 39.9 Tch = 319.2 Tch/turno
Producción/día	: 2 x 319.2 Tch = 640 Tch.
Número de Scoops ST-3	: <u>620 Tch</u> = 0.97 640 Tch

Es decir se requiere una unidad: PERO POR RAZONES DE operación tenemos que contar con dos unidades, una de ellas quedará en stand -by.

TRANSPORTE DE MINERAL:

Del croquis de distancias	: 16,530 - 14,810 = 1,720
Distancia total	: 2 x 1,720 = 2,570 m.
Velocidad promedio	: 7.5 km/hr
Tiempo de viaje	: <u>2 x 2,570 m</u> = 41.12 min 7.5 km/hr
Tiempo fijo	: carguío + descarga + maniobras = 1.1 mi
Tiempo ciclo	: 41.12 + 1.1 = 42.22 min
Viajes por hora	: <u>Tiempo productivo hora</u> Tiempo total ciclo <u>30 min</u> = 0.71 viajes/hr 42.22

Producción/hora	: $0.71 \times 12.0 \text{ TcH} = 8.52 \text{ TcH/hr}$
Producción/turno	: $8.0 \text{ hr/turno} \times 8.52 \text{ TcH/h} = 68.16 \text{ TcH/}$
Producción día	: $2 \times 68.16 \text{ TcH} = 136.32 \text{ TcH/día}$
Número de Camiones	: $\frac{620.00}{136.32} = 4.5$

Es decir necesitamos 5 unidades, por razones de operación tenemos que contar con 6 unidades, una de ellas en stand-by

$$\begin{aligned} \text{PRODUCCION POR CAMARA} &= 25 \text{ m} \times 8 \text{ m} \times 4.5 \text{ m} \times 3.3 \text{ TCS/m}^3 \\ &= 2,970 \text{ T.C.S. /CAMARA} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{No. TAJEOS POR MES} &= \frac{620 \times 25}{2,970} = 5.2 \end{aligned}$$

4.3. EQUIPO DE PERFORACION

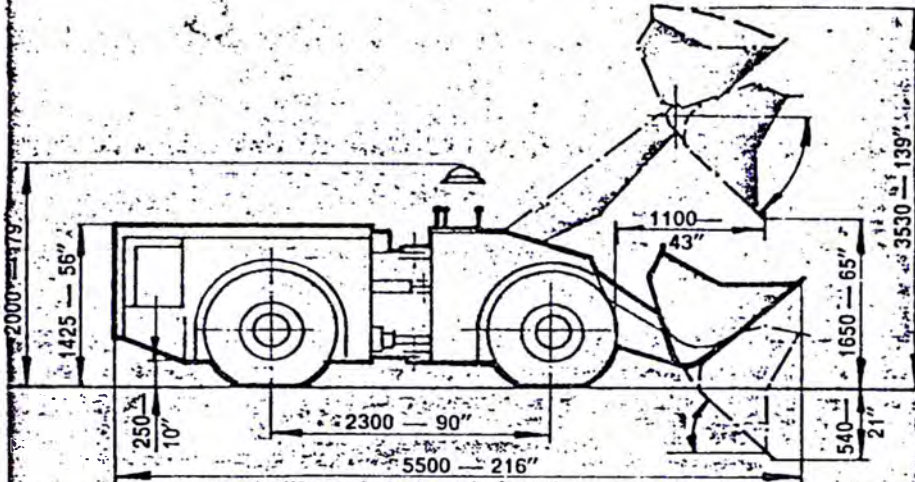
El Jumbo 96 MJM es un vagón auto-propulsado, operado por aire comprimido, con una unidad perforadora de roca y guía de perforación para barrenos de 3.66 mt (12 pies) de longitud.

Puede perforar desde 64 mm (2.5 pulg) hasta 102 mm (4 pulg) de diámetro; ya sean taladros verticales u horizontales.

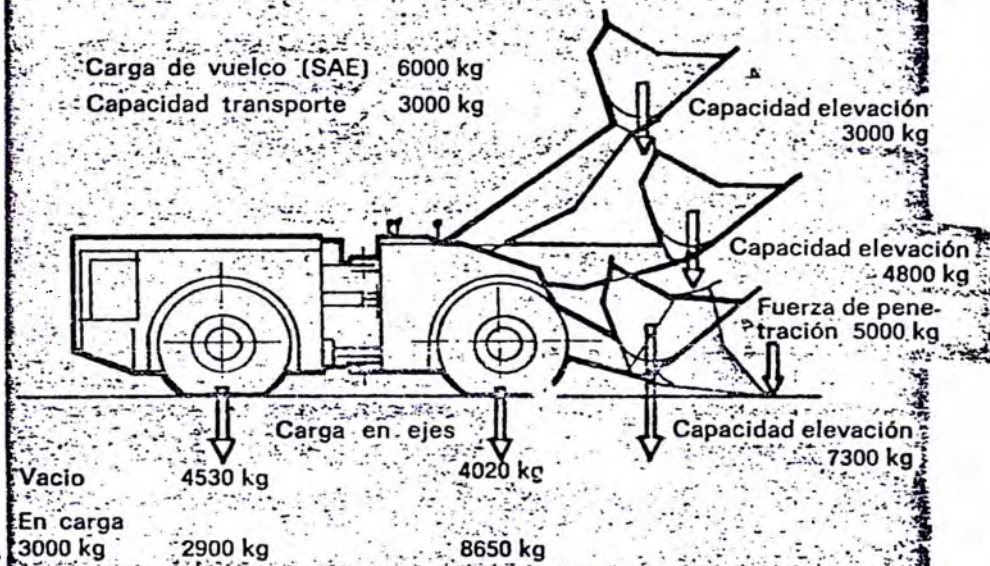
CARACTERISTICAS TECNICAS,

MODELO	Jumbo 96 MJM sobre neumáticos
FABRICANTES	Ingersoll-Rand
PERFORADORA	URD-475A
PESO	5,851 Kg.

Dimensiones principales



Cargas y pesos



Velocidad según pendiente

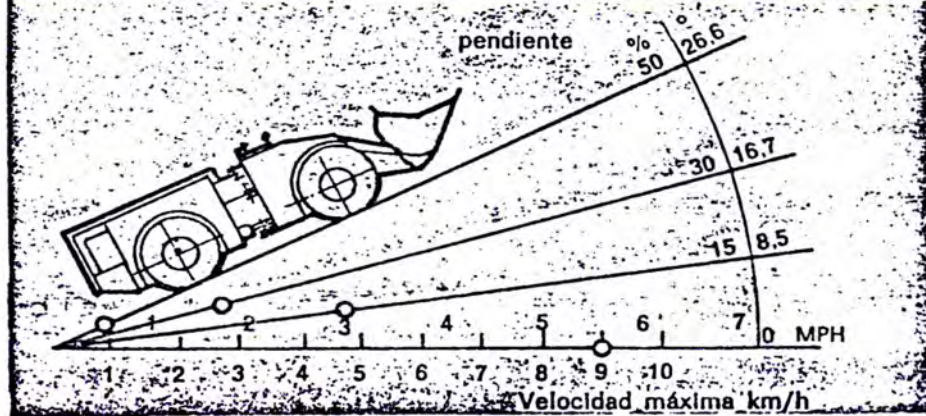


Figura 5. Equipo L.H.D.

ANCHO PROMEDIO	2,438 mm
ALTURA MINIMA	1,257 mm
ALTURA MAXIMA DE PERFORACION	5,156 mm

4.4. EQUIPO DE CARGUIO Y LIMPIEZA DE FRENTES

El Cargador Frontal (Payloader) 966-C UMA, es un equipo con ruedas, de dirección articulada que le confiere gran maniobrabilidad, con capacidad de carga de 3.5 a 5.0 yd³ y son muy adaptables a trabajos, tanto en superficie como interior mina.

CARACTERISTICAS TECNICAS:

MODELO	CAT 966-C UMA
FABRICANTE	Caterpillar Tractor Co.
MOTOR	Caterpillar Diesel 330-G 170 HP 2150 rpm
TRANSMISION	Servotransmisión planetaria 4 velocidades
DIRECCION	Hidráulica
CAPACIDAD DE CUCHARA	3.5 yd ³ (2,68 m ³)
ANCHO MAXIMO	3100 mm
ALTURA MAXIMA	3,350 mm
PESO	14,300 kg.

*Medido a 102 mm (4") detrás de lo punto de lo cuchillo, con el pasador de giro del cucharón como punto de pivote, según los normas J732e (1969) de lo S.A.E.

**Lo cargo límite de equilibrio con lo máquina parado y el peso de operación incluyen lubricantes, refrigerante, el tanque lleno de combustible, neumáticos 23,5-25 (12 telas) (L-2), cabina con protecciones ROPS y el peso del operador. La estabilidad de lo máquina depende del tamaño de los neumáticos, el lastre en los neumáticos, y los accesorios. Con ciertos artículos, añádose lo siguiente al peso de operación de lo cargo de equilibrio estático de lo máquina:

	Cambio en el Peso de operación	Cambio en lo Carga Límite de Equilibrio en Máquinas Articulas
Neumáticos de 20,5-25 (12 telas) (L-3)	-281 kg (-620 lb)	-222 kg (-489 lb)
Neumáticos de 20,5-25 (12 telas) (L-3) con 75% de CoCl ₂	540 kg (1200 lb)	960 kg (2130 lb)
Neumáticos de 23,5-25 (12 telas) (L-3)	217 kg (480 lb)	172 kg (381 lb)
Neumáticos de 23,5-25 (12 telas) (L-3) con 75% de CoCl ₂	1380 kg (3050 lb)	1900 kg (4190 lb)
Neumáticos de 23,5-25 (12 telas) (L-2) con 75% de CoCl ₂	1170 kg (2580 lb)	1850 kg (4090 lb)
Neumáticos de 23,5-25 (16 telas) (L-3)	272 kg (600 lb)	213 kg (470 lb)
Neumáticos de 23,5-25 (16 telas) (L-3) con 75% de CoCl ₂	1430 kg (3170 lb)	1900 kg (4190 lb)
Neumáticos de 23,5-25 (20 telas) (L-3)	331 kg (730 lb)	263 kg (580 lb)
Neumáticos de 23,5-25 (20 telas) (L-3) con 75% de CoCl ₂	1490 kg (3300 lb)	1940 kg (4290 lb)
Contrapeso	+31 kg (70 lb)	310 kg (680 lb)
Contrapeso	830 kg (1850 lb)	1660 kg (3670 lb)
Con cabina con protecciones ROPS con soportes	-610 kg (-1340 lb)	-760 kg (-1670 lb)
Techo con protecciones ROPS	-170 kg (-375 lb)	-219 kg (-483 lb)



dimensiones aproximadas (a)

	Neumát. de 20,5-25
Entrevía	2160 mm (85")
Ancho incl. neumát.:	2690 mm (106")
Espacio sobre el suelo:	396 mm (15,6")
Disminución en las dimensiones vert...	51 mm (2")
	Neumát. de 23,5-25
Entrevía	2160 mm (85")
Ancho incl. neumát.:	2770 mm (109")
Espacio sobre el suelo:	447 mm (17,6")
Disminución en las dimensiones vert...	Ninguna

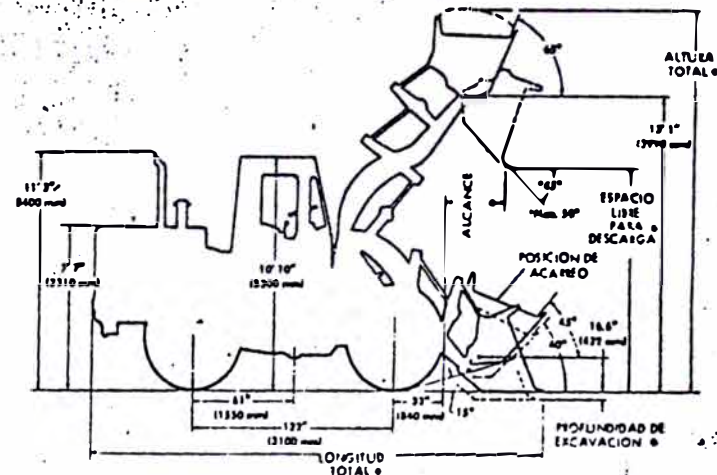


Figura 6. Cargador Frontal Caterpillar 966-C

C A P I T U L O V

VENTILACION

5.1. ESTUDIO DEL SISTEMA

Con el propósito de aprovechar las chimeneas de Raiser Borer 572 y 404, para la ventilación y drenaje de la rampa, se eligió el Sistema de Ventilación - Forzada, tanto positiva como Negativa, empleando ductos de polipropileno de 36" de diámetro; con el fin de que los trabajadores estén abastecidos continuamente de aire fresco y además facilitar la extracción de los humos y gases de disparo.

5.2. COMPOSICION QUIMICA DE GASES DEL EQUIPO DIES EL

La composición química de los gases de escape del equipo diesel que trabaja en el interior mina, es la siguiente:

- a) Monóxido de Nitrógeno (NO)
- b) Dióxido de Nitrógeno (NO_2) gas de naturaleza sumamente venenosa
- c) Monóxido de carbono (CO)
- d) Dióxido de Carbono (CO_2)

- e) Oxidos de Azufre(provenientes del azufre contenido en el combustible)
- f) Hidrocarburos no quemados (HC) en forma de partículas.
- g) Aldehidos
- h) Humo

5.3. TIPO DEL VENTILADOR

Dadas las características de la labor, se eligieron ventiladores Axiales por las siguientes razones:

- a) Proporcionan mayor caudal de aire fresco
- b) Ofrecen la más alta eficiencia
- c) Menor costo de inversión
- d) Flexibilidad y versatilidad en su instalación
- e) Bajo costo de Instalación

5.4. OPERACION DEL PERSONAL Y DEL EQUIPO EN LA RAMPA

La necesidad del caudal de aire fresco estará determinada por las consideraciones siguientes:

a) PERSONAL

2 Perforistas de Maquinaria Pesada

Reparador de Mangas/bombero

Desatador

Operador de Equipo Pesado

I Supervisor

6 personas

De acuerdo a Ley General de Minería Art. 34, Secc. 13, Capítulo I, Título III:

"La cantidad mínima de aire necesario por hombre será 3 mt³/min. y aumentará según la escala siguiente:

De 1,500 a 3,000 mt se aumentará 40%

de 3,000 a 4,000 mt se aumentará 70%

Sobre 4,000 mt se aumentará 100%

Para nuestro caso; comprendido en el último párrafo sería:

$$6 \text{ hbs.} \times 6 \text{ mt}^3 \times \text{hb/min} = 36 \text{ mt}^3/\text{min}$$

b) Equipo Diesel

1 Volquete Volvo N-1020 200 HP

1 Payloader UMA 966-C 180 HP

380

$$380 \text{ HP} \times 4 \text{ mt}^3/\text{HP} = 1,420 \text{ mt}^3$$

c) Dilución de Contaminantes gaseosos

Empleando la fórmula indicada en Mine Ventilation

Skochinsky y Komarov:

$$Q = 7.8/t \times (A V^2)^{1/3} \quad \text{mt}^3/\text{min}$$

t = Tiempo de Ventilación, minutos

A = Consumo de Explosivos, kg.

V = Volúmen de la labor a ser ventilado , mt³

t = 30 minutos

$$\begin{aligned} A &= 840 \text{ cart.} \times 18 \text{ lb/cart.} \times \text{kg}/2.2 \text{ lb} \\ &= 68.64 \text{ kg.} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} V &= (4,5 \text{ mt} \times 4,5 \text{ mt}) (285 \text{ mt}) \\ &= 6,412.5 \text{ mt}^3 \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} Q &= 7.8/30 \sqrt[3]{(68.64) (6,412.5)^2} \\ &= 7.8/30 \sqrt[3]{2,820'842,718.75} \end{aligned}$$

Tomando Logaritmos:

$$\begin{aligned} &= \text{Log}(2,820'842,718.75)^{1/3} \\ &= 1/3 (\log 10^7 + \log 282,08) \\ &= 1/3 (7 + 2.450403) \\ &= 3.150134 : \text{antilog. } 3.150134 \\ &= 1.413 \end{aligned}$$

Por lo tanto:

$$Q = 7.8 \times 1,413/30$$

$$Q = 122.5 \text{ mt}^3/\text{min.}$$

5.5 SELECCION DEL VENTILADOR

La rampa en mención que se desarrolla entre las chi-

meneas 572 y 404, las cuales servirán en el futuro desarrollo de la rampa como fuentes principales de aire fresco, proveyéndose éste de uno u otro nivel, según como varíe el desarrollo de la rampa. A este efecto, se ha dividido en tres tramos principales:

1.- TRAMO A-B: El aire fresco se obtiene de la chimenea 572 y se inyecta al frente de trabajo, empleándose un ventilador principal, un ventilador auxiliar y mangas flexibles de polipropileno de 36" de diámetro.

El aire usado retorna por la sección de la rampa hasta la Gal. 610, donde se integra al circuito principal de ventilación.

2.- TRAMO A-B-C: El aire fresco también se obtiene de la chimenea 572 y se inyecta al frente en trabajo.

El aire usado retorna por la rampa hasta el punto B, donde es captado y enviado por la chimenea - 404, la que posee en su cullar una ventiladora aspiradora, que envía el flujo al nivel 630 donde se integra al circuito de ventilación de la Mina.

3.- TRAMO A-B-C-D-E: El aire fresco ingresa por la

chimeneas 404 proveniente del Nivel 820, de donde es enviado al frente de trabajo.

El aire usado es captado por la chimenea 484 en el punto B, además de aire fresco, el cual baja por el tramo A-B proveniente de la rampa 995.

4- TRAMO A-B-C-D-E-F: Nuevamente el aire fresco se obtiene de la chimenea 572, colocando una ventiladora en el punto E, inyectándose al frente de trabajo.

El aire usado es captado en el punto D, así como parte del aire fresco que recorre la rampa en el tramo A-B-C-D.

4.6. CORRECCION POR ALTITUD: La densidad del aire varía conforme se incrementa la altura; por lo que la densidad del aire a 4,800 m.s.n.m. será:

$h - 4,800 \text{ m.s.n.m. (16,000 pies)}$

$w_0 - 0.075 \text{ lb/pie}^3$

$w_1 - 0.044 \text{ lb/pie}^3$

$b - 16.58 \text{ pulg. Hg}$

$T - 10^\circ \text{ C (50}^\circ \text{ F)}$

$$z = \frac{w_1}{w_0}$$

$$= \frac{0.043}{0.075}$$

$$= 0.573$$

5.7. SECCION DEL DUCTO:

$$A_{gal} = 15' \times 15' = 255 \text{ pies}^2$$

$$a_{duc} = ?$$

$$A/a = 40 \text{ a } 100$$

$$a = 255 \text{ pies}^2 / 40 \text{ a } 100$$

$$a = 6.4 \text{ a } 2.55 \text{ pies}^2$$

Por lo tanto, elegimos $a = 7.06 \text{ pie}^2$ que equivale a un ducto de 36" de diámetro.

5.8. CALCULO DE LA CAIDA DE PRESION DEL DUCTO: Esta se obtiene del Gráfico de la Revista del Instituto de Salud Ocupacional, pag. 75, En-Jun. 1975:

$$Q = 1,420 \text{ mt}^3/\text{min.} \quad (50,000 \text{ pies}^3/\text{min})$$

$$H = \text{Por cada } 100 \text{ pies } 1.47 \text{ pulg.}$$

$$H = 1.47 \text{ pulg.} \times 1,380/100$$

$$H = 20.28 \text{ pulg.}$$

Efectuando la corrección por altura:

$$H = 20.28 \text{ pulg.} \times z$$

$$= 20.28 \text{ pulg} \times 0.573$$

$$= 11.62 \text{ pulg. H}_0$$

2

5.9. NUMERO DE VENTILADORES

$$= \frac{11.62}{9.00}$$

9.00

$$= 1.3$$

Por lo tanto, para ventilar apropiadamente la Rampa 572, se necesitan 2 ventiladores de las características siguientes:

Fabricante : JOY

Modelo : 38-2650-1750

Flujo : 50,000 pies³/min. (1420 mt³/min)

Potencia : 75 HP

Presión : 9.0 pulg. H₀

2

C A P I T U L O VI

COSTOS

CRITERIOS GENERALES

Para facilitar los cálculos, estos los expresamos en U.S. \$ nó incluimos escalamiento; el capital de trabajo cubrirá tres meses de operación; asimismo consideramos una financiación integral con una tasa de 14.5% (Libor) mas el 1.5% que cobra el organismo bancario que actúa de intermediario los intereses pre-operativos se capitalizan; la depreciación es lineal en 5 años, Los impuestos constituyen el 40% del Monto Imponible; la participación de los trabajadores es del 6% del Monto Imponible y el Capital de trabajo se recupera al final del quinto año.

6.1. COSTO DE CAPITAL

La estimación del equipo de mina está basado en los parámetros descritos anteriormente; si bién estos estan referidos a equipos debajo perfil, dadas las dimensiones de las labores podemos emplear volquetes y cargadores frontales de dimensiones normales en las operaciones de mina. Los precios de adquisición F.O.B. de scoops y camiones de bajo perfil son un promedio de los costos que nos proporcionan las

casas vendedoras de éstos, adicionándoles un recargo del 50% que incluye fletes, aranceles y seguro.

6.1.1. COSTO DESARROLLOS

Las labores de desarrollo que debemos efectuar para iniciar la extracción de mineral son:

a) Rampa acceso nivel inferior:	
850 m x 500 U.S.\$/m	425,000.00
b) Galería base nivel inferior:	
300 m x 500 U.S.\$	150,000.00
c) Chimeneas de relleno 4'Ø :	
200 m x 344.5 U.S.\$/m	68,900.00
d) Echaderos de mineral 6' Ø :	
200 m x 516.7 U.S. \$/m	103,340.00
e) Ventanas de acceso :	
160 m x 500 U.S. \$/m	80,000.00
f) Sub-nivel en mineral(4.5 m x 6.0 m)	
300 m x 680 U.S.\$/m	204,000.00
g) Gastos Supervisión(personal Staff)	84,000.00
h) Imprevistos 10%	125,930.00
	<hr/>
	1'241,170.00

6.1.2. EQUIPO DE MINA

De acuerdo a lo calculado anteriormente el equipo necesario para llevar a cabo las operaciones es el siguiente:

a) Scoop de 3.5 yd ³	2	386,400
b) Camiones de 12 Ton.	6	744,000
c) Jumbo neumático 2 brazos	1	195,000
d) Tractor D-6C	1	135,000
e) Tuberías agua/aire	1,200 m	60,000
f) Ventiladores secund.	3	24,000
g) Herramientas de mano	----	20,000
h) Contingencias 30%		374,160
		<hr/>
		2'033,720

La inversión disminuye un 37% (744,000 U.S.\$) al emplear contratistas en el transporte del mineral, pero por fines de evaluación integral del proyecto nó lo consideraremos.

6.1.3. COSTOS DE OPERACION

Teniendo como información los costos obtenidos el año 1980* y escalando éstos 6% por año tenemos:

MINA	6.95
SERVICIOS MINA	4.27
SERVICIOS AUXILIARES	1.96
SERVICIOS ADMINIS-	
TRATIVOS	2.26
MANTENIMIENTO GENE-	
RAL	1.62
TRATAMIENTO	9.70
GASTOS GENERALES	1.58
GASTOS VENTA	2.46
	<hr/>
	30.80 U.S.\$

6.1.4. CAPITAL DE TRABAJO

Consideramos tres meses del costo adicional de Mina, Concentradora e indirectos.

$$= 550 \text{ Tn.} \times \frac{300}{4} (11.22 + 9.70 + 1.58)$$

$$= 928,125.00 \text{ U.S. } \$$$

6.1.5. INVERSION

Sumando todas las inversiones que intervienen :

Desarrollos	1'241,170
Mina	2'033,720
Intereses pre-operativos	523,982
	<hr/>
Sub-total invers. fija	3'798,872
Capital de trabajo	928,125
	<hr/>
TOTAL	4'726,997

6.2. VALORIZACION DEL CONCENTRADO

Partiendo de los datos obtenidos durante todo el año 1980 en la Planta Concentradora de Mahr Tunnel para el tratamiento del mineral combinado (Plomo, Plata y Zinc) y asumiendo un nivel de precios acorde con las cotizaciones actuales, tenemos:

ENSAYES	<u>%Cu</u>	<u>% Pb</u>	<u>%Zn</u>	<u>Oz/Tc Ag</u>
Cabeza	0.08	0.88	7.65	2.79
Concentrado Pb.	0.99	63.62	4.97	106.90
Concentrado Zn	0.46	0.49	59.43	8.02
Relaves	0.03	0.15	0.87	0.88
DISTRIBUCION N:				
Cabeza	100	100	100	100
Concentrado Pb.	13.95	77.80	0.70	41.00
Concentrado Zn.	67.92	6.20	87.30	32.00
Relaves	28.13	16.00	12.00	27.00

PRECIOS:

Cu = 75 ¢ U.S.\$

Pb = 32 ¢ "

Zn = 41 ¢ "

Ag = 7.00 U.S. \$/Oz

A) CONCENTRADO DE PLOMO

Pb = (63.62 - 3) % x 22.00 x 0.32 = 426.76

Ag = (106.9 x .95)% x 1.10 x 7.00 = 781.97

Cu = -----

1,208.73

Deducciones: Maquila = - 90.00

D.L. 21497 (2%) +

Gastos Comercializ.(2%) = - 48.35

1,070.38

B) CONCENTRADO DE ZINC

Zn = (59.43 x .85) % x 22.00 x 0.41 = 455.65

Ag = (8.02 x .60) % x 1.10 x 7.00 = 52.93

508.58

Deducciones: Maquila y ajuste precio = -123.00

D.L. 21497(2%) +

Gastos comercial.(2%) = -20.34

364.94

C) VALOR DEL MINERAL

Concentrado de Pb=	1,070.38 ÷ 93.45=	11.05
Concentrado de Zn=	364.94 ÷ 8.89=	41.05
		<hr/>
		52.10

Valor por Tc. mineral = 52.10 U.S.\$

6.3. INGRESOS POR VENTAS

El ingreso por ventas proyectado será acorde con la producción de mineral:

FIN DEL AÑO	PRODUCCION MINERAL (Tons)	INGRESO POR VENTAS (U.S.\$)
1	93,000	4'845,300
2	186,000	9'690,600
3	186,000	9'690,600
4	186,000	9'690,600
5	186,000	9'690,600
6	186,000	9'690,600
7	186,000	9'690,600
8	186,000	9'690,600

6.4. AMORTIZACION DE LA INVERSION

La fórmula para calcular la amortización es la de anualidades:

$$\text{Anualidades (A)} = \frac{P \times i (1 + i)^n}{(1 + i)^n - 1}$$

FIN DEL AÑO	INVERSION	PAGO AMORTIZ.	INTERESES (16%)	AMORTIZ. APLICADA PARA REDUCIR INVERSION	NUEVA INVERSION
1	3'798,872	1'160,232	607,820	552,412	3'246,460
2	3'246,460	1'160,232	519,434	640,798	2'605,662
3	2'605,662	1'160,232	416,906	743,326	1'862,336
4	1'862,336	1'160,232	297,974	862,258	1'000,078
5	1'000,078	1'160,232	160,012	1'000,220	----

-59-

$$A = P \times \frac{i(1-i)^n}{(1-i)^n - 1} = 3'798,872 \times \frac{0.16(1.16)^5}{(1.16)^5 - 1} = 1'160,232$$

	AÑO 0	AÑO 1	AÑO 2	AÑO 3	AÑO 4	AÑO 5	AÑO 6,7,8
INVERSION FIJA (2'200,000)	(1'598,800)						
CAPITAL DE TRABAJO	(928,125)						
INGRESOS POR VENTAS		4'845,300	9'690,600	9'690,600	9'690,600	9'690,600	9'690,600
COSTOS DE OPERACION		2'864,000	5'728,800	5'728,800	5'728,800	5'728,800	5'728,800
INGRESO NETO		1'981,300	3'961,800	3'961,800	3'961,800	3'961,800	3'961,800
DEPRECIACION		759,774	759,774	759,774	759,774	759,774	-
INTERESES 16%		607,820	519,434	416,906	297,974	160,012	-
RENTA IMPONIBLE		613,706	2'682,592	2'785,120	2'904,052	3'042,014	3'961,800
IMPUESTOS 40%		245,482	1'073,037	1'114,048	1'161,621	1'216,806	1'584,720
COMUNIDAD MINERA (Rt x 0.10)		61,371	268,259	278,512	290,405	304,201	396,180
INGEMMET (RI x 0.01)		6,137	26,826	27,851	29,041	30,420	39,618
UTILIDAD NETA		300,716	1'314,470	1'364,709	1'422,985	1'490,587	1'941,282
DEPRECIACION		759,774	759,774	759,774	759,774	759,774	--
PARTICIP.PATRIMONIAL (RI x 0.035)		21,480	93,891	97,479	101,642	106,471	138,663
AMORTIZ. PRESTAMO		(1'160,232)	(1'160,232)	(1'160,232)	(1'160,232)	(1'160,232)	(1'160,232)
FLUJO FONDOS		(78,262)	1'007,903	1'061,730	1'124,169	1'196,600	2'079,945

V.P.N. : 4'776,440 U.S. \$.

Tasa Descuento: 16%

T.I.R : 21.52%

ANEXO I

COSTO DE GALERIA

SECCION: 6' x 8' (1.80 m x 2.40 m)

Gradiente: + 0.5%

1.0 MANO DE OBRA

Maestros	2	x	5.21	=	10.42
Ayudantes	2	x	4.34	=	8.68
Peones	2	x	3.20	=	6.40
Carrilano/ tubero	2	x	4.34	=	8.68
Mecánico	1	x	4.34	=	4.34
Sub-total					38.52
+ 70% Leyes Sociales					<u>26.96</u>
TOTAL POR DISPARO					65.48

2.0 MATERIALES

Dinamita:	32 taladros x 6 cart/tab x 0.13 U.S.\$	=	24.96
Fulminante:	32 tal x 0.12 U.S.\$/un	=	3.71
Guía	: 32 tal x 8 pies/guía x 0.05	=	12.80
Conector	: 32 tal x 0.19 US \$/un	=	6.08
Cordon Ignie:	32 tal x 0.5 x 0.19	=	3.04
Barrenos	: 33 tala x 6' x (110/800)	=	27.23

3.0 ALQUILER EQUIPO

Perforadora	:	=	10.40
-------------	---	---	-------

Compresora : = 77.28

Locomotora : = 41.25

4.0. OTROS(Herramientas de mano,Equipo Seg-
5%)

Imprevistos - 5%) +10%= 27.00

5.0 GASTOS ADMINISTRACION Y GANANCIA

CONTRATISTA 20% = 60.00

TOTAL 359.23 ÷ 1.4 MT

6.0 COSTO POR METRO LINEAL = 260 US.\$/ MT

7.0 COSTO MT3 DESQUINCHE = 60.00 U.S.\$

8.0 AVANCE MENSUAL = $1.4 \times 25 \times 2 \times \text{Eff}(0.8)$
= 56 MT/MES

ANEXO 2

COSTO DE CHIMENEA DOS COMPARTIMENTOS (CAMINO Y TOLVA)

Sección: 5' x 10' (1.50 m x 3.00 m)

Gradiente: 65° - 90°

1.0 MANO DE OBRA

Maestros 2 x 5.21 = 10.42

Ayudantes 2 x 4.34 = 8.68

Enmaderadores 2 x 5.21 = 10.42

Sub-Total 29.52

- 70% Leyes Sociales 20.66

Total por Disparo 50.18

2.0 MATERIALES

Dinamita : 28 tal x 8 cart/tal x 0.13 U.S.\$ = 29.12

Fulminante: " x 0.12 U.S.\$ /tal = 3.36

Guía : " x 10 pies/tal x 0.05 U.S.\$/pie = 14.00

Conectores: " x 0.19 U.S.\$/Unid = 5.32

Gordon Ignie: † x 0.50 x 0.19 U.S.\$/pie = 2.66

Barrenos : 29 tal x 8' pies/tal x 115 U.S.\$/
800 = 30.80

3.0 ALQUILER EQUIPO

Perforadora : = 10.40

	Compresora :	= 77.28
	Locomotora :	= 41.25
4.0	OTROS 10%	= 26.00
5.0	GASTOS ADMINISTRAC -GANANCIAS CON- TRATISTA 20%	= 58.00
	TOTAL	= 348.37 ÷ 2
6.0	COSTO POR METRO LINEAL	= 175 US\$/MT
7.0	COSTO POR M3 DESQUINCHE	= 40 U.S.\$
8.0	AVANCE MENSUAL = 20 MTS	

ANEXO 3

COSTO DE RAMPA

Sección : 15' x 15' (4.5 m x 4.5 m)

Gradiente: - 12% (7.0° apróx.)

1.0 MANO DE OBRA

Operador Jumbo	1 x	5.40	=	5.40
Ayud. operador	1 x	4.50	=	4.50
Operador Scoop	1 x	5.40	=	5.40
Peones	3 x	3.20	=	9.60
Mecanico/Elect.	2 x	4.50	=	<u>9.00</u>
Sub-total				33.90
+ 70% Leyes Sociales				<u>23.70</u>
TOTAL POR DISPARO				57.60

2.0 MATERIALES

Dinamita	=	150 lbs x 0.75 U.S.\$/lb	=	112.50
Fulminante	=	40 tal x 0.12 U.S.\$/un	=	4.80
Guía	=	40 tal x 12 pies/guía x 0. 05	=	24.00
Conector	=	40 tal x 0.19 U.S.\$/un	=	7.60
Cordon Ign	=	40 tal x 0.5 x 0.19	=	3.80
Barrenos, brocas, shank y coupling	=		=	34.40

3.0 ALQUILER EQUIPO

Aire comprimido = $9.66 \times 4.5 \text{ hrs}$ = 43.47

Perforación = $(23.28 + 55.20) \times 4.5 \text{ hrs}$ = 353.16

Remoción Carga Frente = $(34.34) \times 3.0 \text{ hrs}$ = 103.02

Transporte material = $2(22.31) \times 3.2 \text{ hrs}$ = 142.80

Ventilación = $(1.7) \times 8.0 \text{ hrs}$ = 13.60

4.0 OTROS 10% = 90.00

5.0 GASTOS ADMINIST Y GANANCIA CONTRATISTA 20% = 198.00

TOTAL = 1,191.62 ÷ 2.4 M

6.0 COSTO POR METRO LINEAL = 500.00 U.S.\$

7.0 COSTO POR METRO CUBICO

8.0 AVANCE MENSUAL $(2.4 \times 2) \times 25 \text{ días} \times 0.75 = 90 \text{ m}$

BIBLIOGRAFIA

- FUNDAMENTALS OF EARTH M. VING: Caterpillar Tractor Co.
Fifth Edition , July 1975
Peoria Illinois U.S.A
- TIEMPOS STANDARD PARA PREPARACION DE SUBNIVELES Y RAMPAS DE 15% EN LA MINA HERCULES DE LA CIA. MINERA ALIANZA
Ing. H. Villanueva
Transsub. 1979 Lima-Perú
- CATALOGO DE HERRAMIENTAS DE CORTE
Caterpillar Tractor Co.
Peoria Illinois U.S.A.
- ESTUDIO CONCERTUAL -MINERIA SIN RIELES .EMPRESA MINERA MATILDE. CORPORACION MINERA DE BOLIVIA
Ing. Isaac Rios
TRANSUB consultores y contratistas Mineros
- TRANSPORTATION UNDERGROUND
Ludwig J. Koch
Ing. de Proyectos
Colorado School of mines
World Mining Agosto 1963
U.S.A.

- ANALES DEL SIMPOSIUM TAMROCK : Equipos Internacionales
Myo. 1975 Tarma-Perú.
- PLANEAMIENTO Y DISEÑO DE MI-
NAS. Dr. Donald Gentry.
Prof. de Colorado School of
Mines -Julio 1976
Universidad del Pacífico
Lima-Perú
- MOVIMIENTO DE TIERRAS CON
EQUIPO PESADO Centro de entrenamiento
Centromin Perú
Oroya-Perú
- DESARROLLOS DE TUNELES DESDE
EL PUNTO DE VISTA DE LA
MECANICA DE ROCAS Dr. A.B. Szwilsky
Mision Británica
Pontificia Universidad
Católica del Perú
Lima-Perú
- MINNING SCOOP INC. Wagner Mining Equipment:
Inc. Portland, Oregon
U.S.A.
- DETERMINACION DE DISPONIBILIDAD
Y NECESIDAD DE EQUIPO Estudio UT- 1969- CA
Dpto. In. Industrial
Abril 1977- Oroya-Perú
- PESADO EN LA UNIDAD SAN CRIS-
TOBAL.

- MANUAL DE MOVIMIENTO DE TIERRAS : P. Galabré
- MINE VENTILATION : A. Skochinsky and V. Komarov
Mir, Publishers
Moscou 1969
- TRANSPORTE SUBTERRANEO SIN
RIELES : P. Wyholt
Anales 8^o-Congreso Mundial
de Minería Nov. 1974
Lima-Perú.