

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA
GEOLOGICA, MINERA Y METALURGICA

“Ampliación de la Mina Herminia”

TESIS DE GRADO

ANDRES M. ALEGRE AGAMA

Promoción 1961 “Manuel Llosa Pautrat”

LIMA - PERU
1970

A MIS PADRES

INDICEPáginaPROLOGOEXTRACTOCAPITULO IINTRODUCCION

1.- SITUACION	1
2.- ACCESIBILIDAD Y VIAS DE COMUNICACION	2
3.- CLIMA	2
4.- DISPONIBILIDAD DE RECURSOS NATURALES	3
Flora y Fauna	3
Agua	3
Combustibles	4
Madera	4
Mano de obra	5
Fuerzas Motriz	9
5.- HISTORIA	14
6.- VIVIENDAS E INSTALACIONES	15
7.- HIGIENE Y BIENESTAR	16

CAPITULO IIGEOLOGIA

1.- FISIOGRAFIA	17
Orografia o Hidrografia	17
Erosión y Glaciación	18
Drenaje	19

2.- GEOLOGIA REGIONAL	20
Rocas Sedimentarias	20
Rocas Volcánicas	21
Rocas Intrusivas	22
Geología Estructural	22
Depósitos Minerales	22
Afloramientos	23
Mineralogía	23
Mineralización	23
Paragénesis y Zonamiento	
Cubicación del Yacimiento	25

CAPITULO III

MINERIA

1.- GENERALIDADES	27
Nomenclatura	27
Labores de Exploración, Desarrollo y Preparación	28
Explotación	31
Servicios Auxiliares	34
a.- Energía Eléctrica	34
b.- Aire Comprimido	34
c.- Ventilación	
d.- Agua	35
e.- Transporte de Mineral y Materiales	36

CAPITULO IV

PROYECTO DE APLICACION DE LA MINA HERMINIA BAJO EL NIVEL 420

Páginas

1.- OBJETO DEL PROYECTO	38
2.- JUSTIFICACION DEL PROYECTO	38
a.- Reconocimiento de la Veta 2	39
b.- Profundización de la Veta 54	41
c.- Profundización de la Veta Docenita	41
3.- TRABAJOS PRELIMINARES A LA CONSTRUCCION DEL PIQUE	42
a.- Construcción del Túnel Pablo G. Vidalón	42
b.- Perforación del Hueco guía del nivel 420 al nivel 580.	46
c.- Construcción de la chimenea Piloto	46
d.- Construcción del echadero de desmonte	51
4.- CONSTRUCCION DEL PIQUE	52
a.- Preparación de la estación del Winche	52
b.- Construcción de la chimenea para instalar las poleas .	53
c.- Construcción del inclinado entre la estación del Win-	
che y las poleas	54
d.- Construcción del bolsillo de descarga con doble tolva	54
e.- Avance del Pique	54
f.- Preparación de las estaciones de carguío para los	
Skips en los niveles 520 y 600	61
g.- Construcción de las chimeneas adicionales	61
5.- CALCULO DEL SISTEMA DE IZAMIENTO	62
a.- Condiciones a considerar	62
b.- Cálculo de la capacidad del skip	63
c.- Cálculo del cable a usar	65
d.- Cálculo del Winche	67

	<u>Páginas</u>
e.- Cálculo del ángulo de Fleet ó Variación	68
f.- Procedimiento del Cálculo	69
h.- Cálculo del peso del tambor	70
i.- Peso de los engranajes	71
J.- Cálculo de Momentos	72
k.- Capacidad del motor	77
 <u>CAPITULO V</u>	
CONSIDERACIONES ECONOMICAS	
CALCULO DEL COSTO TOTAL	81
a.- Costo del Tunel Pablo G. Vidalón	81
b.- Costo de la chimenea Piloto o chimeneas 221	86
c.- Costo del echadero de desmante	89
d.- Costo del echadero de mineral	91
e.- Costo del bolsillo de descarga y de la chimenea para el pase de los cables de la wincha a las poleas	93
f.- Costo de la estación del Winche	93
g.- Costo del Figue	94
CALCULO DEL VALOR DEL MINERAL QUE SE ESTIMA CUBICAR	97
<u>BIBLIOGRAFIA</u>	103

PROLOGO

Pongo a consideración de los señores Miembros del Jurado, el presente trabajo, consistente en el "PROYECTO DE AMPLIACION DE LA MINA HERMINIA", para lo que se ha tenido en cuenta consideraciones de as pecto geológico (mineralización), técnico y económico; tendientes a justificar la realización del mencionado proyecto.

Dicho trabajo ha sido dividido en dos partes principales:

- 1.- Descripción de la zona minera de Julcani.
- 2.- Proyecto de Ampliación de la mina Herminia bajo el nivel 420.

En la primera parte, se hace una breve descripción de la zona mi nera de Julcani, tal como situación, accesibilidad y vias de comuni cación, disponibilidad de recursos, geología y métodos de explota ción; con el objetivo de dar una idea clara, sobre la ubicación de la mina Herminia dentro de la zona minera como principal contribu yente de la producción de Julcani y la necesidad de la ejecución del proyecto de ampliación motivo del presente trabajo.

En la segunda parte, se hace una exposición detallada del pro yecto, tales como:

- 1.- Objeto del proyecto
- 2.- Justificación geológica del proyecto
- 3.- Trabajos a realizarse, así como las consideraciones técnicas y descripción de estos trabajos.
- 4.- Cálculo del sistema de izamiento a utilizar
- 5.- Consideraciones económicas que justifiquen el proyecto.

E X T R A C T O

- 1.- La región minera de Julcani, se encuentra ubicada en el distrito de Anzonga, provincia de Angarés, departamento de Huancavelica y a 4,200 metros sobre el nivel del mar.
- 2.- La vía inmediata de accesibilidad a Julcani está constituida por una carretera de 8 Kms que sale del Km 55 de la carretera Huanavelica-Lircay.
- 3.- Los yacimientos de la región de Julcani, según datos disponibles, han sido trabajado des 1,700 por el portugués Avilés, de 1,790 a 1,816 por Breña y Ríos, de 1,889 a 1,907 por los señores Diosdado Gardolini, Pedro Zumbate, Vidalón y Larrauxi. Los trabajos mas importantes del presente siglo se empezaron entre los años 1,936 a 1,945 con la "Sociedad Minera Suizo Peruana", de 1,945 a 1,951 trabajó "La Cerro de Pasco Corporation" y en 1,953 se formó la "Compañía de Minas Buenaventura S.A." que trabaja en la actualidad.
- 4.- En la región geológica de Julcani se aprecian rocas volcánicas, sedimentarias e intrusivas. Entre las primeras tenemos volcánicas de Antasancha, de Sacramento y el pórfido de Tentadora, todas ellas pertenecientes a la edad terciaria. Entre las segundas se encuentran el grupo Ambo de edad Misisipiana, el grupo Pucará de edad Jurásica. Las rocas intrusivas están representadas por diques de dacite, diques de brechas y de diabasa y son posteriores a todas las unidades mencionadas.
- 5.- El yacimiento es explotado por el método subterráneo de corte y

relleno en su mayor parte y en algunos casos con la variante de square-sets.

- 6.- La producción diaria es de 400 T.C.S. y se piensa aumentar a 600 T.C.S.
- 7.- El proyecto de ampliación de la mina Herminia se hace necesario debido a la necesidad de aumento de producción y la probabilidad de ubicar mineral bajo el nivel 420.
- 8.- El citado proyecto se ha tenido que justificar geológica y económicamente. Desde el punto de vista geológico se ha tenido en cuenta la profundización de las vetas 2, 54 y Docenita. Además se ha calculado el costo total del proyecto y el valor del mineral que se debe extraer de la zona a ampliarse, siendo la segunda cantidad muy superior a la inversión que se debe hacer.
- 9.- Los trabajos que se realizarán son: Construcción de un túnel de 1,848 metros de longitud en el nivel 580, perforación de un hueco guía del nivel 420 al nivel 580, construcción de la chimenea piloto 221 de 151.60 metros de longitud, construcción del echadero de desmonte entre el nivel 580 y el nivel 460 y construcción del pique con sus bolsillos de descarga, estaciones de cargue para los skips, echadero de mineral, estaciones en cada nivel y la estación de la wincha con su inclinado para el paso de los cables hacia las poleas.
- 10.- Los datos que se han dispuesto para el cálculo del sistema de izamiento son: tonelaje diario a izar 600 T.C.S. en 8 horas efectivas de trabajo, longitud de cable 738.51 pies (profundidad del

pique 562.99 pies, hasta el sunivel de extracción 48.23 pies, hasta la polea 32.15 pies y hasta el tambor de la wincha 95.14 pies).

11.- Del cálculo del sistema de izamiento se han obtenido los siguientes valores: Skip de 1.5 toneladas de capacidad, cable de acero de calidad superior para arado de 3/4" de diámetro de 6 x 19, wincha de 45" de diámetro y 30" de longitud de cara, ángulo de fleet de 0°40', factor de seguridad dinámico de 5.59, peso del tambor 5,890 lbs, peso de los engranajes 589 lbs y capacidad del motor 110 HP.

12.- El pique a construirse tendrá tres compartimientos, será íntegramente enmaderado, se instalará un sistema de izaje balanceado.

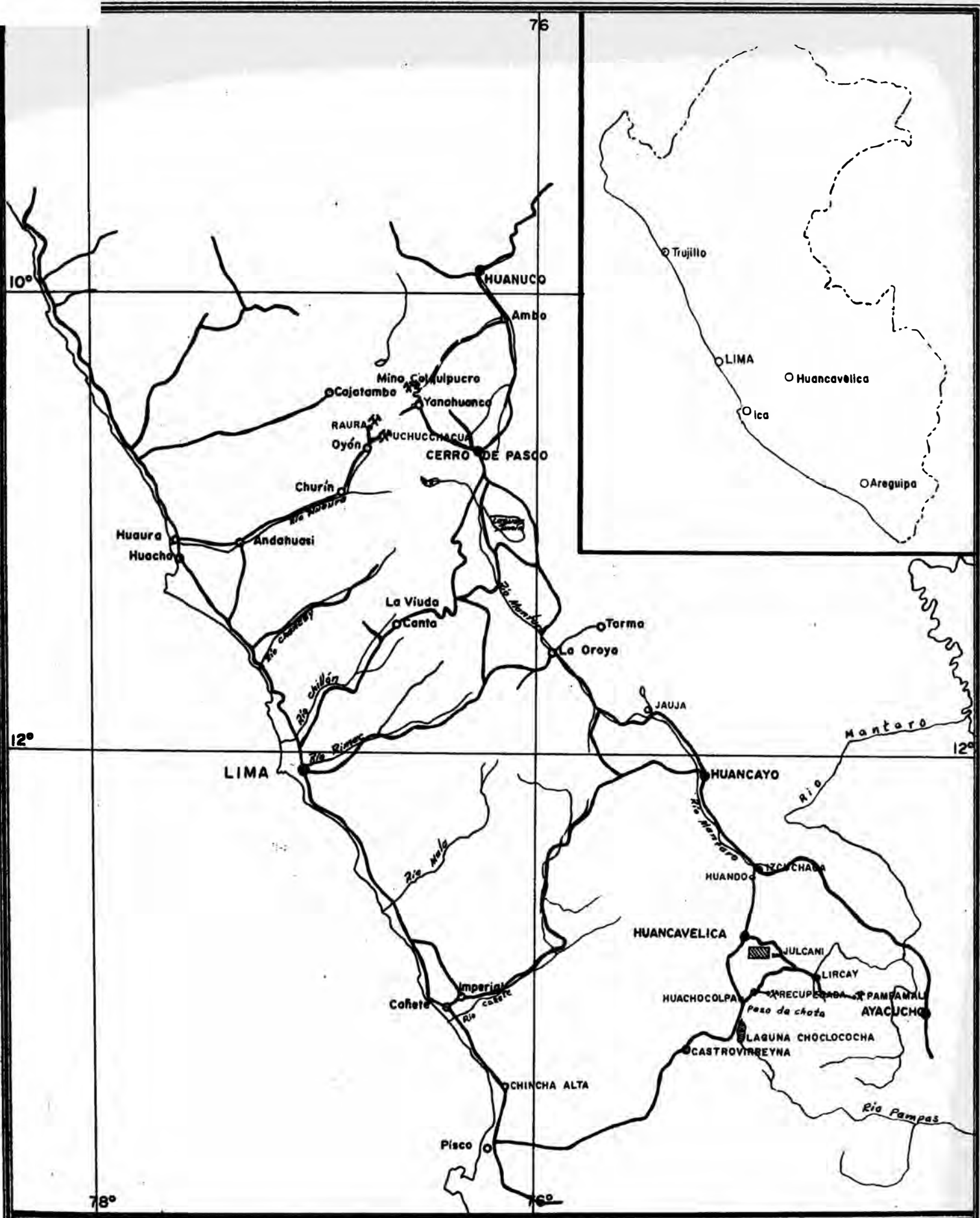
13.- El costo total del proyecto sera \$/ 10'991,852.04 y el valor neto del mineral a extraerse con este proyecto será \$/ 183'957,315.30, dejando un saldo a favor de \$/ 172'965,463.26.

CAPITULO I

INTRODUCCION

1.- SITUACION.-

La región Minera de Julcani, se encuentra ubicada en el distrito de Anchonga, provincia de Angaráes, departamento de Huancavelica; su situación geográfica está determinada por las coordenadas Latitud sur $12^{\circ}56'30''$ y Longitud este $74^{\circ}49'00''$. Abarca una extensión de 3 Km. en dirección E-W y 5 Km. en dirección N-S; toda ella dentro de las Concesiones pertenecientes a la Compañía de Minas Buenaventura S.A. El mapa ilustra la ubicación de la mina (Fig. No.1). Los campamentos, oficinas y planta concentradora están a 4,200 metros sobre el nivel del mar.



Cia. de Minas Buenaventura S.A.
MINAS JULCANI

Figura N° 1

LEYENDA

- Capital de Departamento
- Capital de Provincia
- Carretero
- Ríos
- Mina

ESCALA 1 / 2'570,000



MAPA INDICE

Andrés Alegre A.

1,968

2.- ACCESIBILIDAD Y VIAS DE COMUNICACION

Julcani está unida a la Capital del departamento de Huancavelica, por medio de una carretera afirmada de 63 Km. dentro de la vía Huancavelica-Lircay, siendo además la distancia entre Julcani y Lircay de 30 Km. Otra vía de acceso que se tiene, es la carretera que une Lircay, Huachocolpa y Pisco. El cuadro adjunto de distancias relaciona claramente a Julcani con los puntos mas importantes de la zona, así también muestra las respectivas alturas sobre el nivel del mar (Cuadro No.1).

Los concentrados producidos tienen tres destinos:

- a.- Orqya, que se transporta mediante camiones a Huancavelica, de este lugar se embarca a las plataformas del ferrocarril Huancavelica-Huancayo para finalmente hacer un transbordo a las plataformas del ferrocarril central.
- b.- Pisco, es transportado directamente en camiones por la vía Lircay-Huachocolpa-Pisco.
- c.- Callao, también se envía por medio de camiones utilizando la carretera Huancavelica-Huancayo-Lima.

En Julcani se cuenta con una oficina de Correos y Telecomunicaciones y con un aparato transmisor y receptor de radio, este último, para la comunicación con la oficina de Lima.

3.- CLIMA.-

En esta zona, como en toda nuestra serranía, ubicada sobre los 4,000 metros sobre el nivel del mar, el clima es típico de las regiones de puna, esto es, frío y seco, caracterizandose por abundantes

CUADRO COMPARATIVO DE DISTANCIAS Y ALTURAS

CUADRO Nº 1

ALTURAS	HUANCAVELICA	(*) MINA BROCAL	(*) MINA MIMOSA	(*) MINA HERMINIA	(*) MINA JULCANI	JULCANI	LIRCAY (PLAZA DE ARMAS)
HUANCAVELICA	3670	8.8	47.5	54.3	55.2	63.2	77.0
(*) MINA BROCAL	8.8	4000	38.7	45.5	46.4	54.4	68.2
(*) MINA MIMOSA	47.5	38.7	4220	6.8	7.6	15.8	29.6
(*) MINA HERMINIA	54.3	45.5	6.8	4370	0.9	8.9	22.8
(*) MINA JULCANI	55.2	46.4	7.8	0.9	4320	8.0	21.8
JULCANI	63.2	54.4	15.8	8.9	8.0	4277	29.8
LIRCAY (PLAZA DE ARMAS)	77.0	68.2	29.6	22.8	21.6	29.8	3470

(*): Bifurcación a

precipitaciones fluviales entre los meses de octubre a marzo y prolongadas sequías con fuertes heladas nocturnas entre los meses de abril a setiembre. Aunque estos dos últimos años (1967-1968), el clima a tenido una variación marcada en cuanto a lluvias, pues éstas, se han sucedido en forma intermitente durante todo el año.

4.- DISPONIBILIDAD DE RECURSOS NATURALES

Flora y Fauna.-

Los recursos naturales son escasos, contándose en las partes elevadas con una vegetación pobre consistientes en su mayor parte por el ichu, que constituye el único alimento para la poca ganadería que se fomenta en ésta zona. A medida que se desciende hacia las quebradas la flora es variada, con vegetación que al descomponerse va cubriendo el terreno con capas de suelo (turbose), formando pantanos y fangales de fondo húmico, recibiendo el nombre de "occonales".

En los lugares mas abrigados y bajos entre los 3,700 a 3,200 metros ya se tienen los cultivos de papas, trigo, maíz, oca, ollucos, cebada y arbejas, que contribuyen al sustento de los habitantes que los trabajan, y muy poco de estos productos exceden para poder ser ofrecidos a los centros mineros de ésta región; por lo que las principales fuentes de abastecimiento lo forman Huancayo y Lima.

Agua.-

Estando los Campamentos de la Compañía, ubicados en tres sitios distintos y alejados uno del otro (Campamento de Julcani, Herminia y Mimosa), es necesario mantener el suministro de agua potable por separado. Con este fin se han instalado tanques reservorios con sus

respectivos clorinadores, a los que se alimenta con agua provenientes de manantiales y galerías filtrantes construídos con dicho fin. Se puede afirmar que el agua es relativamente escaso en las épocas de sequía.

El agua, que se utiliza en la mina proviene en el caso de Mimosa de los manantiales de la parte alta, mientras que en Herminia se tiene que bombear del nivel 360 hasta un tanque, que se ha construído encima del nivel 210, del cual se distribuye a toda la mina mediante tuberías.

Para la Planta Concentradora se envía el agua de una galería filtrante y si esto no es suficiente, es necesario usar el agua de mina previo tratamiento con cal, por ser bastante ácida.

Combustibles.-

El petróleo, gasolina y kerosene para el consumo en la mina, son comprados en Pisco y transportados a Julcani por camiones tanque que bajan con concentrado y suben con el combustible.

El consumo de estos combustibles, durante el año 1968 ha sido como sigue: 51,543.30 Gls. de Gasolina, por un importe de \$/ 360,803.10, siendo su precio de 7.00 \$/Gln.

43,611.00 Gls. de Petróleo, por un importe de \$/ 252,943.8, con un precio de 5.80 \$/Gln.

65,047.50 Gls. de Kerosene, por un importe de \$/ 221,165.50, con un precio de 3.40 \$/Gln.

Los precios unitarios han sido considerados a diciembre de 1968.

Madera.-

En Julcani se consume: madera de eucalipto que casi en su totalidad es para trabajos en la mina, madera de pino para mina y trabajos de

carpintería y madera de montaña y cedro que son para trabajos de carpintería.

La madera de eucalipto, se trae de Huancayo y se paga por pieza, igualmente la madera de montaña y cedro procede de Huancayo, comprándose por pie cuadrado. La madera de pino es comprada en Idma pagando se por pie cuadrado.

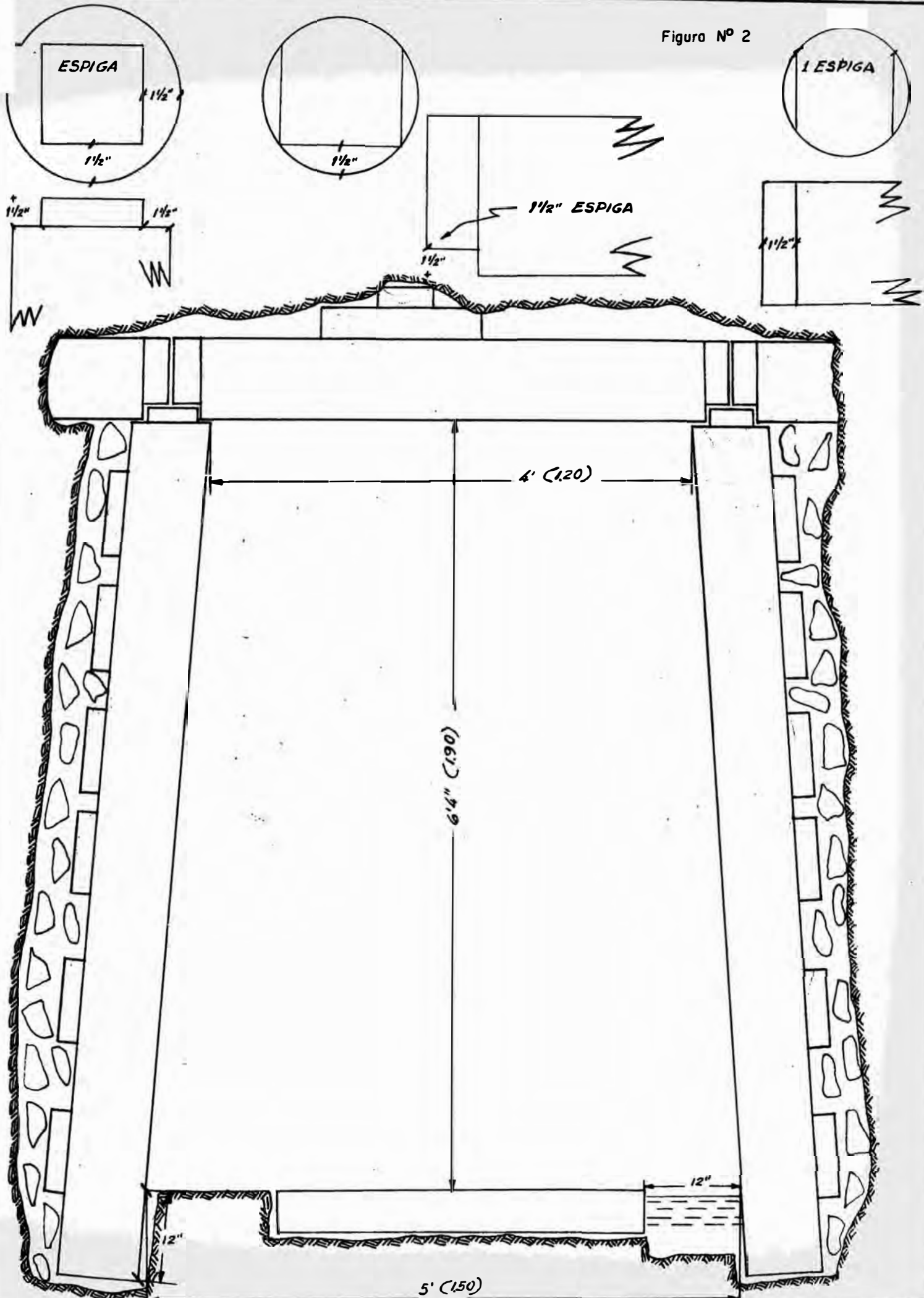
En el cuadro No. 2 se expone el consumo de las diferentes piezas de madera de eucalipto, en cantidad, valor y precios unitarios en el ejercicio del año 1968. Se ha establecido un cuadro tipo para el enmaderado de cruceros y galerías tal como aparece en el plano adjunto (Fig. No.2) consistente en cuadros trapezoidales; mientras que en los trabajos de la explotación, esto es, en los tajeos se usa el cuadro rectángular.

Mano de obra.-

Un problema fundamental que se tiene que afrontar en Julcani, es, la poca disponibilidad de mano de obra, traducida en la inestabilidad en el trabajo y la doble ocupación compartida entre la minería y agricultura del poblador del departamento de Huancavelica.

El mayor porcentaje del personal obrero, está constituido por gente que procede de los pueblos cercanos a la mina, quienes se dedican por lo general al trabajo minero; caracterizándose por su falta de responsabilidad en cuanto a la asistencia al trabajo y estabilidad en el mismo. Esto se refleja en la gran frecuencia de faltas injustificadas al trabajo, esencialmente los primeros días de la semana, así los lunes suma hasta un 20%, motivando una alteración que incide en

Figuro Nº 2



CUADRO TIPO PARA GALERIAS
PROYECTO PIQUE 221 ESCALA 1:125 ANDRES ALEGRE

C U A D R O N o . 2CONSUMO DE MADERA EN LAS LABORES MINERAS EN 1,968

<u>P I E Z A S</u>	<u>CANTIDAD</u> <u>ANUAL</u>	<u>I M P O R T E</u>	<u>PROMEDIO</u> <u>MENSUAL</u>	<u>P R E C I O</u> <u>UNITARIO</u>
1" x 6" x 10'	288	4,320.00	360.00	15.00
2" x 6" x 10'	27,315	516,619.15	43,051.60	18.91
2" x 8" x 10'	12,056	334,077.82	27,839.82	27.71
3" x 6" x 7'	6,990	174,279.65	14,523.30	24.93
3" x 6" x 10'	891	23,892.57	1,991.05	26.82
3" x 9" x 10'	67	3,378.81	281.57	50.43
3" x 10" x 10'	303	16,214.74	1,351.23	53.51
5" x 6" x 10'	548	27,421.08	2,285.09	50.04
8" x 8" x 10'	290	26,689.52	2,224.13	92.03
4" x 5" x 10'	2,233	54,791.26	4,565.94	24.54
6" x 7" x 8'	359	18,736.34	1,561.36	5.22
6" x 7" x 6'	352	16,014.40	1,334.53	4.55
6" x 7" x 10'	14,164	532,407.21	44,367.27	37.59
8" x 6'	1,110	48,483.10	4,040.26	43.68
8" x 10'	6,753	384,332.49	32,027.71	56.91
8" x 8'	969	52,808.75	4,400.73	54.50
Estacas	1,990	29,281.00	2,440.08	14.70

forma desfavorable en el rendimiento y uniformidad del normal desenvolvimiento de las labores mineras. A esto se adiciona el poco interés que tienen los obreros en acumular su tiempo de servicios, para poder hacerse acreedores a los beneficios de las leyes sociales, ya que, el porcentaje de abandono es alto; así tenemos observando los datos del año 1968 (Cuadro No.3 y Fig. No.3), han habido 497 egresos de los cuales el 60.6% corresponden a abandono, el 21.3% a retiro voluntario, el 9.9% a retiro con carta de renuncia según ley 10211 y 8.2% a despidos. Por otro lado hay meses del año en que los retiros son superiores al número de ingresos, produciendo la disminución del total del número de obreros.

Otra causa de la escasez de la mano de obra, consiste en el régimen de vida de los habitantes de nuestra serranía, quienes distribuyen su ocupación durante el año en dos etapas, una, dedicada a la minería en los meses de enero, febrero, marzo, abril, agosto, setiembre y diciembre; y otra, dedicada a la agricultura, distinguiéndose dos periodos: el de sembrío, entre los meses de octubre y noviembre y el de cosecha, entre los meses de mayo a julio, dando lugar a la emigración del personal obrero, hacia sus pueblos y la consiguiente disminución de mano de obra en las labores a que nos ocupamos.

Con el fin de amenguar el problema que se acaba de exponer, la Compañía ha tomado algunas medidas, consistentes en: Contratar personal en Puno y Arequipa, con resultados negativos; crear incentivos para una mejor asistencia, tales como otorgar premios semestrales en efectivo y en objetos a los obreros, así como préstamos, ración de kerosene

MOVIMIENTO DE OBREROS DURANTE EL AÑO 1968

CUADRO No.3

M E S E S	HOMBRES	MUJERES	TOTAL	INGRESOS	ABANDONOS	E G R E S O S		
						DESPEDIDOS	LEY 10211	RETIRO VOLUNTARIO
ENERO	675	17	692	122	10	1	7	3
FEBRERO	696	17	713	30	39	1	1	8
MARZO	689	17	706	36	13	4	-	26
ABRIL	685	17	702	50	25	2	2	22
MAYO	717	18	735	93	28	7	2	5
JUNIO	761	18	779	76	23	1	21	5
JULIO	770	18	788	64	27	1	2	6
AGOSTO	803	16	819	49	24	4	-	11
SEPTIEMBRE	799	16	815	49	40	1	-	1
OCTUBRE	801	16	817	39	29	7	-	9
NOVIEMBRE	807	16	823	51	19	3	1	1
DICIEMBRE	804	16	820	19	24	9	13	9
PROMEDIO:	750	17	767	-	-	-	-	-
T O T A L:	-	-	-	678	301	41	49	106

MOVIMIENTO DEL PERSONAL OBRERO EN 1968

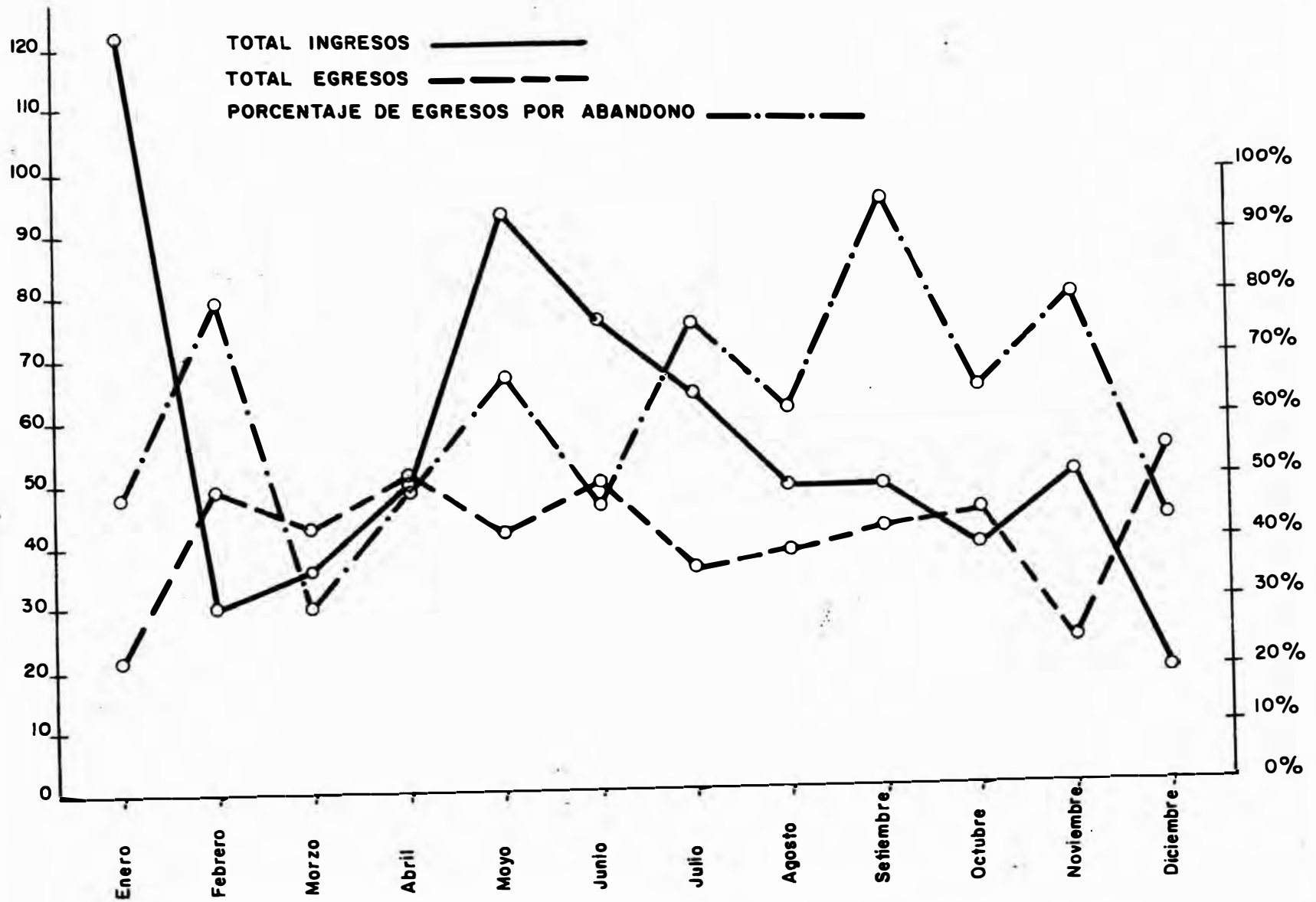


Figura N° 3

ne y ascensos, pero, para ello tomándose en cuenta esencialmente el record de asistencia.

Exente a los obreros inestables, existen también el grupo de los que se podría considerar como estables, que forman una minoría, especialmente procedentes del valle del mantaro, quienes radican años en la mina y están formados generalmente por personal de talleres y servicios auxiliares.

Hasta hace dos años se tenían salarios diferentes para una misma categoría, cosa que no procedía; obreros de igual ocupación percibían salarios diferentes. Esto dió lugar al establecimiento de una categorización bien planificada para así uniformizar salarios a igualdad de categoría. Es así que, en reuniones con los directivos del Sindicato de obreros después de amplias deliberaciones se llegó a firmar la categorización, que acompaño a continuación donde se puede apreciar las categorías existentes en Julcani (Cuadro No.4). Cabe hacer notar que el promedio del costo por tarea ha subido notablemente durante los cinco últimos años, tal como se ve a continuación (Fig. No. 4), cuyos porcentajes han sido los siguientes:

1964 =	41.62	11.39%
1965 =	48.34	16.15%
1966 =	56.38	16.63%
1967 =	71.86	27.46%
1968 =	90.26	25.60%

Fuerza Motriz.-

En la actualidad Julcani dispone de dos tipos de centros genera-

CUADRO No. 4 - ACATEGORIAS MINA

LAMPEROS DE MINA	1ra.	
	2da.	
AYUDANTES DE: PERFORISTA, ENMADERADOS, BODEGUERO, CARRILANO, TUBERO, MOTORISTA, WINCHERO, ETC.	1ra.	
	2da.	
MAESTROS: PERFORISTA, ENMADERADOR, BODEGUERO, CARRILANO, TUBERO, MOTORISTA, BOMBERO, TIMBRERO, WINCHERO, ETC.	1ra.	
	2da.	
	3ra.	

CATEGORIAS PLANTA CONCENTRADORA

COSEADORAS:	1ra.	MUESTREROS, REACTIVISTAS,	1ra.
	2da.	PESADORES CONCENTRADORA:	2da.
PEONES DE CONCENTRADORA	1ra.	OPERADORES, MOLINEROS,	1ra.
	2da.	FLOTADORES, FILTREROS	2da.
		CONCENTRADORA	3ra.
RELAVEROS:	1ra.	CHANCADORES:	1ra.
	2da.		2da.
			3ra.

CATEGORIAS DE MECANICOS DE MAESTRANZACONCENTRADORA Y ELECTRICISTAS

PEONES DE TALLER:	1ra.	CHOFERES:	1ra.
	2da.		2da.
			3ra.
AYUDANTES DE: MECANICOS, ELECTRICISTAS, CHOFERES, HERREROS, SOLDADORES, ETC.	1ra.	HERREROS:	1ra.
	2da.		2da.
	3ra.		3ra.
TOMEROS:	1ra.	ELECTRICISTAS:	1ra.
	2da.		2da.
	3ra.		3ra.
OPERADORES MECANICOS:	1ra.	SOLDADORES:	1ra.
	2da.		2da.
	3ra.		3ra.
OPERADORES HIDRO-ELECTRICA	1ra.	MECANICOS: MAESTRANZA Y CONCENTRADORA	1ra.
	2da.		2da.
			3ra.
			4ta.
			5ta.

CUADRO No. 4 - BCATEGORIAS TOPOGRAFIA Y GEOLOGIA

PEONES DE INGENIERIA	1ra. 2da.	MUESTREROS Y PORCAMIRAS	1ra. 2da. 3ra.
FRATICANTES DE TOPOGRAFIA:	1ra. 2da. 3ra.		

CATEGORIAS DE LABORATORIO

OBREROS DE LABORATORIO:	1ra. 2da.	ENSAYADORES:	1ra. 2da. 3ra.
AYUDANTES DE ENSAYADOR:	1ra. 2da. 3ra.		

CATEGORIAS DE HOTEL DE EMPLEADOS

LAVANDERAS:	1ra. 2da. 3ra.	AYUDANTES DE COCINERO:	1ra. 2da. 3ra.
MOZO, CUARTELEROS, LAVAPLATOS, ETC.	1ra. 2da. 3ra.	COCINEROS:	1ra. 2da. 3ra.

CATEGORIAS DE HOSPITAL

NIÑERAS:			
AUXILIARES DE ENFERMERIA:	1ra. 2da. 3ra.	TOPIQUEROS:	1ra. 2da. 3ra.

CATEGORIAS DE SUPERFICIE

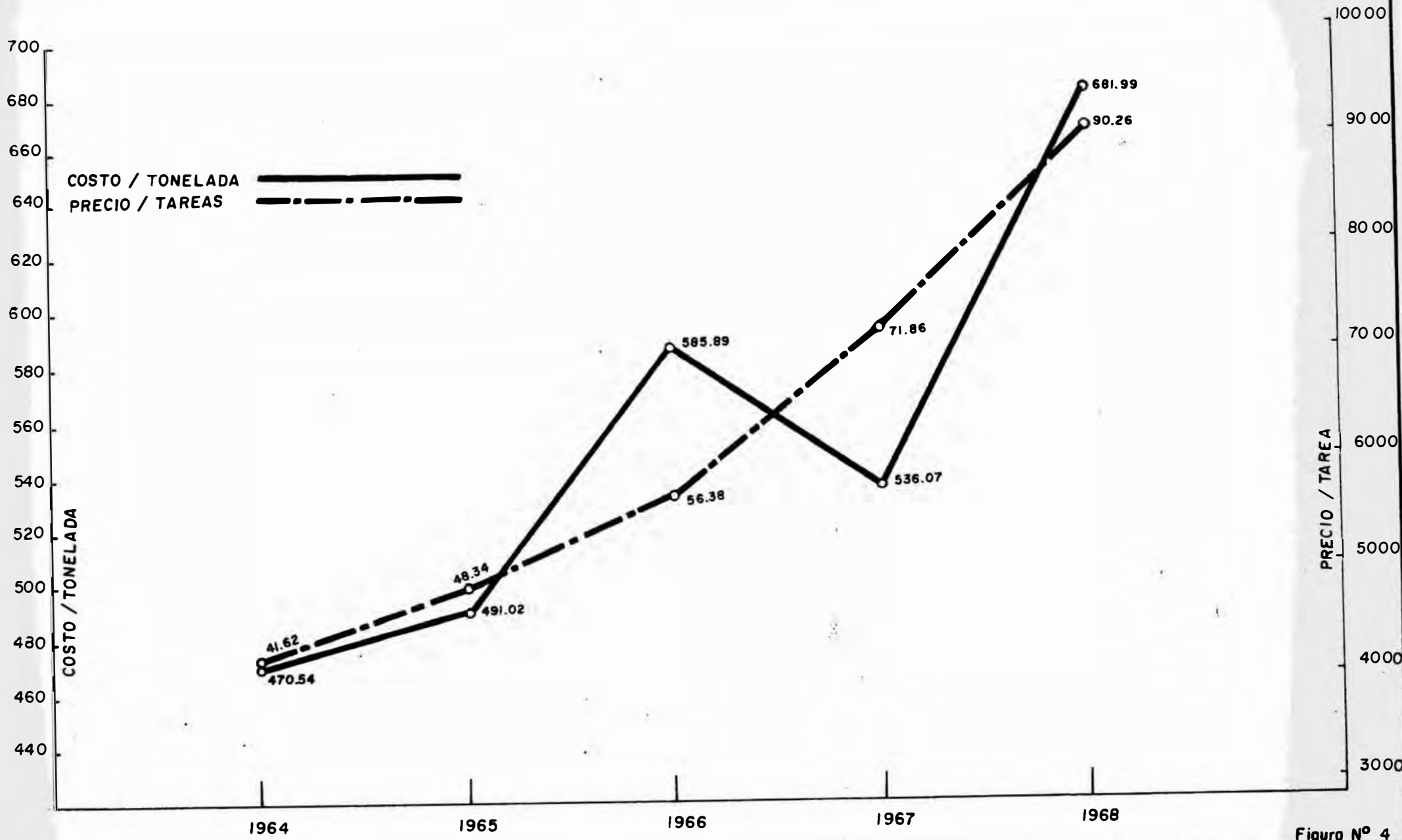
PALLAQUERAS, TAQUERAS, BARREDORAS, ETC.	1ra. 2da.	AIBAÑILES	1ra. 2da. 3ra.
PEONES:	1ra. 2da.		4ta. 5ta.
AYUDANTES DE AIBAÑIL:	1ra. 2da.	GUARDIANES:	1ra. 2da. 3ra. 4ta. 5ta.
PASTORES			
AYUDANTES DE CARPINTERO:	1ra. 2da. 3ra.	CARPINTEROS:	1ra. 2da. 3ra. 4ta. 5ta.

CUADRO No. 4 - CCATEGORIAS DE BODEGA Y MERCANTIL

PEONES DE MERCANTIL

AYUDANTES DE DESPACHADORES 1ra.
BODEGA Y MERCANTIL 2da.DESPACHADORES BODEGA Y
MERCANTIL

AUXILIAR DE OFICINA.



Figuro N° 4

doras de corriente eléctrica

- a) De servicio continuo
- b) De servicio de emergencia

Corresponden al servicio continuo las centrales hidroeléctricas de Huapa y Tucsipampa, que trabajan con agua del río Opamayo, cuyo caudal es bastante variable durante el año, originando problemas de falta de corriente los meses de sequía, en los que las turbinas no trabajan a plena capacidad; dando origen al mantenimiento de un equipo de servicio de emergencia.

Cada hidroeléctrica consta de dos turbinas de 420 KW, sumando una potencia total máxima de 1680 KW. Además la hidroeléctrica de Tucsipampa ha sido proyectada para tres turbinas faltando instalar una de ellas.

El servicio de emergencia está constituido por dos motores Diesel de 120 KW cada uno.

Nuestros costos por KW hora están a \$/ 0.30 en el caso de las hidroeléctricas y \$/ 1.00 en el caso de los grupos Diesel.

El consumo de energía eléctrica en Julcani es como sigue:

CENTROS PRINCIPALES DE CARGA	CARGA INSTALADA	FACTOR DE SERVICIO	CARGA EFECTIVA
a) Planta Concentradora	400 KW	0.95	380 KW
b) Compresora Julcani	230	0.60	138
c) Convertidos Trolley	80	0.60	48
d) Servicio Talleres	80	0.40	32
e) Alumbrado y S. D.	200	0.95	190
f) Mina Herminia	180	0.80	144

g) Mina Mimosa	120	0.85	102
h) Mina Rita	100	0.75	75
TOTAL JULCANI:	1,390 KW		1,109 KW

Como se verá nuestra producción de corriente es de 1,680 KW y nuestro consumo es de 1,109 KW; esta diferencia es consumida por la mina de Recuperada que pertenece a la misma compañía.

5.- HISTORIA.

No existen muchos datos sobre los trabajos españoles, estos han existido según Haenke, en "Descripciones del Perú" 1,790 (citado por Dueñas, 1908). El Portugués Avilés trabajó en 1,700 (?) las vetas de Oro del cerro Coriguacta (Cerro de Tentadora), quién huyó por accidentes ocurridos en la mina carnicería. Rivero (1,857) relata que don Juan Vidalón poseía minas de plata en Julcani. Raimondi (1,862) describe que la región estaba abandonada. En 1,877, el Subprefecto de Angarés declara que, en Julcani existían más de 500 socavones abandonados. Don M. Narducci en 1,880 realizó trabajos en la zona de Tentadora no consiguiendo mucho mineral.

La zona de San Pedro fué trabajada de 1,790 a 1,816 por Brefia y Rios, siendo abandonada por las guerras de la Independencia. Fué adquirida posteriormente en 1,889 por los señores Diosdado Gandolini y Pedro Zumaita, quienes en 1,907 fundaron la "Sociedad Angarés", para explotar y beneficiar los filones de San Pedro y aquellos de los cerros de Tentadora y Julcani, en 1,897, Gandolini descubrió el Wolframio en el cerro Tentadora por primera vez en el Perú (Gandolini, 1,901, Habich, 1,903).

El área de Sacramento fué trabajado por los señores Vidalón entre 1,889 y fines del siglo pasado. La mina Herminia, conocida antes como Santa Ursula, fué trabajada por los señores Larrauri casi simultáneamente con Gandolini.

Los trabajos mas importantes del presente siglo se empezaron entre los años 1,936 a 1,945 con la "Sociedad Minera Suizo Peruana" Julcani, quienes se dedicaron a la explotación del oro en la mina Tentadora. La Compañía Cerro de Pasco Corporation reemplazó a la anterior para seguir con la explotación de Tentadora y, además le dió mayor empuje a los trabajos en la mina Herminia, especialmente en las partes altas hasta el año 1,951, al año siguiente el Ingeniero Alberto Benavides de la Quintana tomó Julcani en opción de compra y en 1,953 formó la Compañía de Minas Buenaventura S.A., que sigue laborando hasta la fecha en las minas de Tentadora, Herminia y Mimosa.

6.- VIVIENDAS E INSTALACIONES.-

La Compañía mantiene tres campamentos para sus empleados y obreros, distribuidos en Julcani, Herminia y Mimosa, para una población obrera que facilmente llega a 1,000, considerando entre éstos además al personal de los contratistas. En la actualidad se ha intensificado la construcción de mas campamentos tratando de desahogar las ya existentes.

Se cuenta con las instalaciones de la Planta Concentradora, Laboratorio, Almacén, Taller Eléctrico, Maestranza, Taller de Carpintería, sala de Compresoras y Oficinas, que trabajando en forma coordinada cumplen con su labor eficientemente.

7.- HIGIENE Y BIENESTAR.

Hay un Hospital que cuenta con un equipo completo de Rayos X, equipo resucitador, incubadora, mesa traumatológica, mesa de partos, etc. Existen 25 camas distribuidas 10 en el pabellón de hombres, 6 en el pabellón de Mujeres, 4 en el pabellón de niños, 4 en el pabellón infectocontagiosos y 1 cama para empleados.

Los enfermos o accidentados que necesitan algún tratamiento especializado o de cirugía mayor, son enviados a Huancavelica o Lima, de acuerdo a las circunstancias.

El departamento de Asistencia Social, en colaboración con personal de los departamentos afines (Relaciones Industriales, Hospital, Escuelas, etc.), cumple su labor de higiene y bienestar social.

CAPITULO II

GEOLOGIA

1.- FISIOGRAFIA.-

Orografía e Hidrografía.-

Tomando en cuenta su relación con respecto a la orografía andina, Julcaní está situado en el flanco oriental de la Cordillera Occidental del Centro del Perú, es decir al E de la divisoria continental.

Las elevaciones en la zona minera, varían entre 4,000 y 4,600 metros sobre el nivel del mar, y la depresión más importante de la región se halla al S con dirección E-W aproximadamente, cuenca por la que discurre el río Opamayo. Los principales tributarios que sin ille

gar a ser importantes en ésta zona se pueden considerar las quebradas de Falcas en dirección N-S, de Herminia y Mimosa en dirección W-E aproximadamente.

La zona de Julcani es parte de una amplia y elevada planicie, atravesada por una línea de cumbres fuertemente glaciada, la cual en su mayor longitud tiene un rumbo general SE-NW y, antes de llegar a la altura de Mimosa, inflexiona hacia el W. El punto mas alto de ésta cadena queda exactamente al E del campamento de Julcani. Esta línea de cumbres constituye la divisoria continental local y, a la vez, divide al área en dos zonas morfológicamente diferentes. Hacia el NE se conforma planicies onduladas, disminuyendo las elevaciones en forma gradual; ésta zona que va desde Herminia hasta Mimosa mas o menos bordeando el área, es una faja de superficies maduras casi uniformes. En el lado SW el tipo de topografía cambia en forma abrupta; las altitudes disminuyen rápidamente formando acantilados y escarpas. La primera impresión que se tiene en la profundidad del valle y la aspereza de sus lados tanto de cerca como a la distancia. En ésta quebrada se encuentran enclavados todas las instalaciones y campamentos de Julca-

Erosión y Glaciación.-

Como en toda la serranía, en Julcani se pueden apreciar formas positivas y negativas resultantes de una prolongada y compleja erosión. Si bien es cierto que los agentes moldeadores han actuado y actúan simultáneamente, se puede hacer un análisis en cuanto a cronología, importancia e intensidad:

a).- Los glaciares.- De actuación bastante marcada desde el cuaternario, por lo tanto de mayor intensidad e importancia.

b).- El intemperismo.- Aunque de menos intensidad, caracterizada por la erosión eólica, que ha esculpido formas bastante particulares.

c).- Corrientes de agua superficiales.- Agentes muy modernos en la zona, por consiguiente de poca importancia; y

d).- La gravedad.- Completando el trabajo del intemperismo y dando lugar a la formación de derrubios y conos de escobros. El campamento de Julcani se halla justamente en la parte superior de un valle glaciar, cuya naciente presenta un ensanchamiento cerrado (circo glaciar) y, en la parte alta de la zona de Estela tenemos un típico valle delgado.

Es sin duda, una zona que ha soportado fuerte acción glaciar, pues el relieve general muestra una intensa erosión y la sección en U característica de este tipo de valles (quebradas de Julcani, Herminia y Mincsa) y presentan algunas morrenas laterales (hacia el sur de esta zona), las evidencias fisiográficas atestiguan la actividad del hielo.

En la actualidad el límite de las nieves perpetuas en la región de Huancavelica se halla sobre los 5,000 metros de altura.

Drenaje.-

Realizando un ligero examen estereoscópico de las fotografías aéreas de la zona, resulta inmediatamente el carácter dendrítico de la red fluvial y, generalizando podemos adjudicarle un tipo radial.

Todas las aguas, sean de escorrentía o subterráneas van a caer directa o indirectamente al río Opamayo-Lircay, el que mas tarde incre-

mentando su caudal desemboca en el río Mantaro, para finalmente llegar a la cuenca del Atlántico.

2.- GEOLOGIA REGIONAL

En la región de Julcani afloran sedimentos que han sido asignados al Paleozoico Superior y al Mesozoico, así como volcánicos de edad Terciaria Cuaternaria y depósitos aluviales Pleistocénico - Recientes (Ver Fig. No. 5).

Rocas Sedimentarias.-

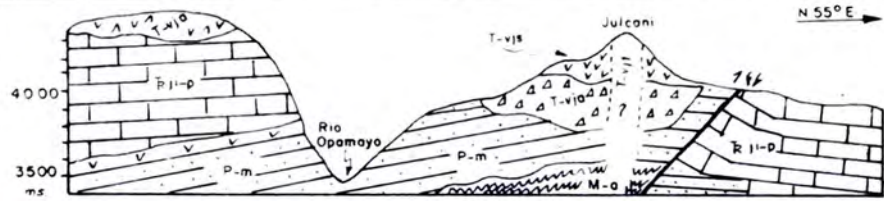
Las rocas sedimentarias existentes en la zona de Julcani, en orden de antigüedad se pueden mencionar:

a).- Grupo Ambo, de edad Misisipiana, que está constituida por una serie de areniscas, lutitas negras delgadas con carbón y conglomerados que afloran al N y al S de Julcani.

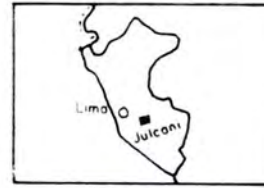
b).- Grupo Mitu.- de edad Pérmica, cuyo afloramiento en Julcani ofrece una distribución más o menos regular, encerrando practicamente a los sedimentos del grupo Ambo en sus extremos este y oeste. Esta unidad litológica está constituida por areniscas rojas, lutitas y alúvicos gruesos.

c).- Grupo Pucará, de edad Jurásica, a esta unidad también se le conoce con el nombre de "Calizas Paria", que tiene extensos afloramientos en la zona; está constituida por calizas gris oscura recristalizada, se caracteriza por la abundancia de restos fósiles (Tesebráticas y corales) pertenecientes al Jurásico Inferior. Los afloramientos principales se encuentran al SE de Julcani y al W de la mina Mimosa.

d).- Grupo Goyllarisquisga y Machay, de edad Cretácica, que aflora



SECCION GEOLOGICA TRANSVERSAL Esc. H. 1/200,000 Esc. V. 1/50,000



MAPA INDICE

LEYENDA

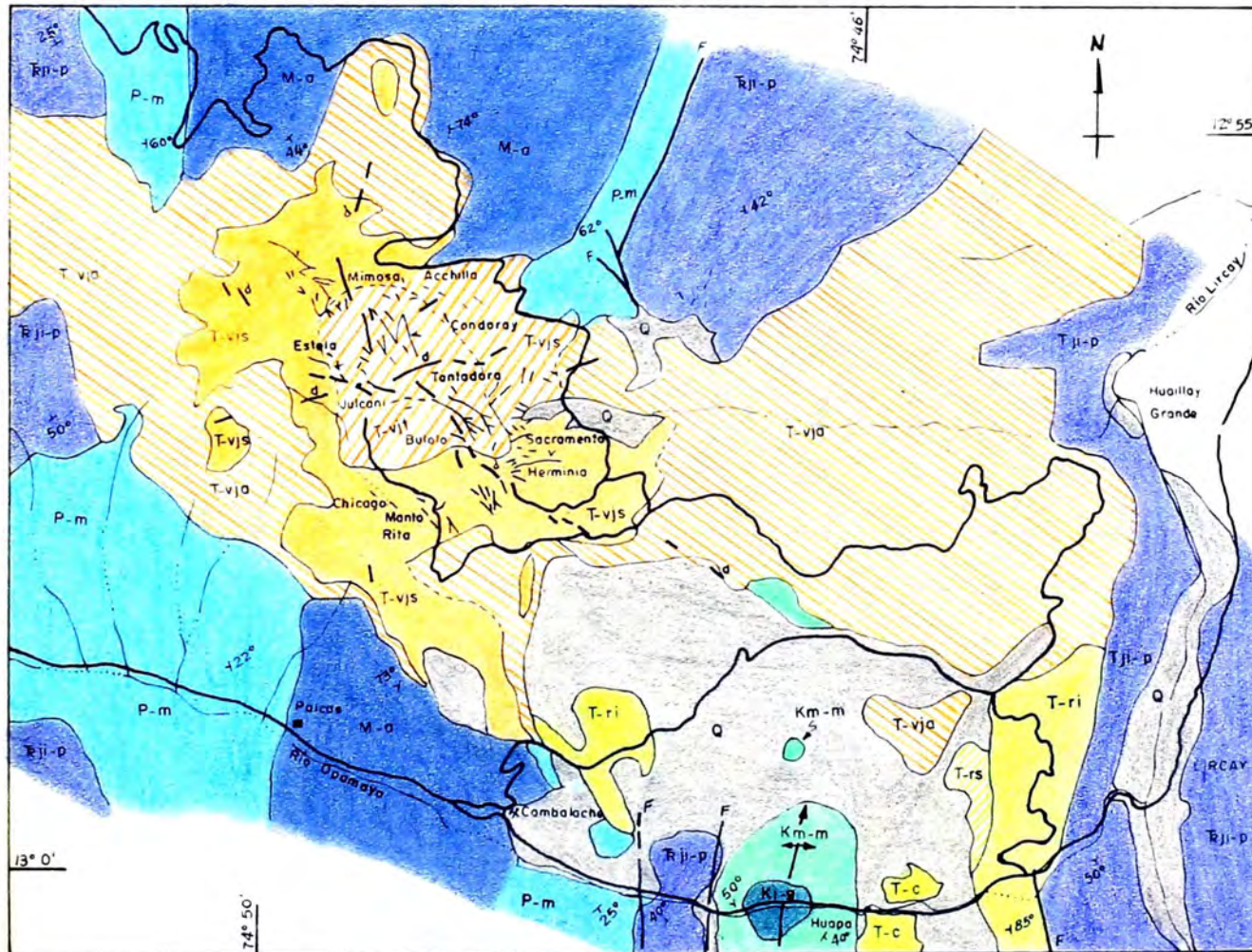
ROCAS SEDIMENTARIAS Y VOLCANICAS

- CUATERNARIO
 - Q Aluvial Morrenas
- TERCIARIO
 - T-vjt VOLCANICOS DE JULCANI
 - T-vjs Pórfido de Tentadora
 - T-vja Volcánicos de Antacancha
 - T-c FORMACION CASAPALCA
 - T-rs GRUPO RUMICHACA Superior
 - T-ri Rumichaca inferior
- CRETACEO
 - Km₂m FORMACION MACHAY
 - Ki-g GRUPO GOYLLARISQUISGA
- JURASICO
 - Rji-p GRUPO PUCARA
- PALEOZOICO
 - P-m GRUPO MITU
 - M-a GRUPO AMBO

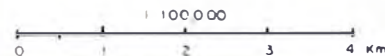
ROCAS INTRUSIVAS

- TERCIARIO
 - d DIQUES

- Vetas
- Contactos
- Fallas
- Anticlinales



PLANO GEOLOGICO GENERALIZADO DE JULCANI



Andrés Alegre A.

al SE de Julcani en las localidades de Huaya formando un anticlinal; está constituida por calizas de color gris oscuro, cambiando a gris claro por intemperismo, de grano fino, homogénea y compacta. Las calizas Nachay contienen gran cantidad de fósiles: Equinoideos lamelibranchios.

e).- Grupo Casapalca, de edad terciaria y cuaternaria, constituida por morrenas, depósitos aluviales y travertinas; aflora en el zona "Bani chaca" aguas arriba del río Opamayo.

Rocas Volcánicas.-

Estas rocas pertenecen a la edad terciaria y se hallan cubriendo en discordancia angular a las formaciones nombradas anteriormente y se les puede seguir por varios Kms, tanto al Este como al Oeste de Julcani. Se han distinguido tres unidades: Volcánicos de Antacancha, Volcánicos de Sacramento y Pórfido de Tentadora.

a).- Volcánicos de Antacancha, reposan indistintamente sobre rocas de los grupos Ambo, Mitu y Pucará. Son una sucesión heterogénea de brechas, aglomerados y tufos, algunos de ellos depositados en agua. Son de composición dacítica, la base contiene abundantes fragmentos de filita, cuarzoita, arenisca y diversidad de rocas ígneas.

b).- Volcánicos de Sacramento, cubren a las anteriores, son porfiríticos, de color violáceo y de composición dacítica. Están bien expuestos en la mina Sacramento, constituyen la unidad mas extensa de Julcani y la principal roca encajonante de casi todas las vetas. Están localmente plegados, con buzamientos simétricos con respecto a Tentadora. Son de limitada extensión, hacia Huancavelica se adelgasa

y confunde con andesitas violáceas de poco espesor. Hacia Lircay son cubiertos por una potente secuencia de brechas, tufos y derrames.

e).- El Pórfido de Tentadora, es una roca porfirítica de color gris claro a verdoso y de composición dacítica. Tiene facies brechosas e incluye localmente fragmentos delgados de diques afaníticos. Está bien expuesto en Tentadora y al norte de Herminia. Debido a la alteración hidrotermal se le confunde fácilmente con la dacita de Sacramento. Tentativamente se le ha dado el nombre de pórfido, su diferenciación o correlación con los volcánicos de Sacramento ayudará a interpretar la estructura final del yacimiento.

Rocas Intrusivas.-

Están representadas por diques de dacita, diques de brechas y de diabasa, son paralelas o transversales al rumbo de las vetas. Son posteriores a todas las unidades descritas.

Geología Estructural.-

Juloani y sus alrededores forman parte de un anticlinal fallado y erosionado, en donde hubo un poco de intensa actividad volcánica, localizado posiblemente en Tentadora. El anticlinal tiene un eje N-S y hundimiento al N. Pliegues menores se encuentran en las vecindades de Huapa y Lircay. La estructura de Huapa es parte de un domo local.

Las fallas normales son las mas abundantes, están orientadas al NW y coinciden con las principales vetas. Las fallas invertidas son regionales, siendo la mas importante la de Tucsi y Maboy.

Depósitos Minerales.-

Juloani es un depósito epigenético del tipo Ag-Pb-Cu-Bi, caracteri

zado por el relleno de fracturas. El área mineralizado tiene 5 Km. de largo y 3 de ancho, comprende las minas Herminia, Mimosa, Sacramento, Estela, Carmencita, Rita, Acchilla, Manto; las cuales están integradas en rocas volcánicas terciarias. La mayoría de las vetas tienen un ancho promedio de 0.50 y 1.50 m.; y muy pocas llegan a 3 m. Este yacimiento constituye un ejemplo típico de un depósito extramensurable.

Afloramientos.-

En superficie muy pocos afloramientos tienen mineral, la mayoría son conocidos por una franja de limonitización a lo largo de pequeñas depresiones, algunos forman farallones silíceos; otras vetas conocidas en profundidad no tienen afloramientos conocidos. La oxidación es casi nula, excepto en algunas vetas de Tentadora.

Mineralogía.-

La siguiente es una lista de minerales de mena y ganga:

a).- Minerales de mena, argentita, bismutinita, bourlangerita, bourno-
nita, chalcopirita, enargita, esfalerita, estibina, galena, jamesonita, oro, oropimente, proustita-pirargirita, realgar, tetraedrita-t₂
nantita y wolframita.

b).- Minerales de ganga, alunita, ankerita, apatito, calcita, arcillas, arsenopirita, baritina, cuarzo, especularita, feldespato, maro-
sita, pirita, silice y siderita.

Mineralización.-

La mineralización es en rosario, ya en vetillas individuales o dentro de otras estructuras mayores, llenando fracturas o cavidades silí-

cificadas y fracturadas. Los valores de plomo y cobre son mas o menos constantes, mientras que los de plata son altamente erráticos y sin distribución uniforme. Las bolsanadas en una veta son individuales o multiples, pequeñas y de poco volumen.

Paragénesis y Zonamiento.-

Las asociaciones paragenéticas en este yacimiento son muy complicadas; los minerales no guardan semejanza en características ni en valores, incluso, a lo largo de la misma veta. Esta complicación y la dificultad de lograr un cuadro general de relaciones paragenéticas, se explica de acuerdo a la siguiente consideración:

La distribución de los minerales en el tiempo y en el espacio se realiza en condiciones especiales para cada caso; en general, a medida que un volumen de soluciones hidrotermales va avanzando a lo largo del sistema de fracturas, va depositando sucesivamente minerales distintos. La zona donde cesa de depositar un mineral o donde comienza a depositar otro es un "frente"; con el tiempo estos frentes pueden ir avanzando o retrocediendo, ó puede superponerse una nueva ola de mineralización. Lo que se observa en el yacimiento es el resultado compuesto de toda su historia y esto también es lo que reflejan los ensayos químicos de muestras de desarrollo y explotación.

En Julcani, la mayor parte de la fracturación fué premineral. Se observa en muchos sitios de Tentadora, Mimosa y Herminia que la mineralización que va a lo largo de una fractura continúa a lo largo de otra, que la corta. En general esto se confirma por la concordancia de las razones ó cocientes de metales en las partes en que se unen

las dos vetas.

Queda en pié el problema de establecer la dirección en que migraron las soluciones hidrotermales y decidir si Herminia, Tentadora, Mimosa, Estela, Acchilla y otras, corresponden a centros de mineralización independientes o si forman parte de un gran sistema de canales interconectadas y un plan común de paragénesis y zonamiento.

Las observaciones sugieren un zonamiento con centro aproximado en Tentadora, que se caracteriza por sus minerales piritosos y considerable silisificación, galena, blenda, tardios y baritina subordinada.

En Lucrecia y Carmencita aumenta la tetraedrita así como la enargita y correspondientemente la plata. Siguiendo al sur se tiene la zona de enargita-pirita del área de docenita para pasar luego a la zona de sulfosales de Pb, Ag y Bi del norte de Herminia a la zona de galena con poca plata en el extremo sur. La mineralización de arsenopirita, oro y cobre (tetraedrita y enargita) de Estela es algo anómala, pero tiene rasgos de similitud con la zona entre Tentadora y Herminia. Hacia Mimosa no se observa una zona equivalente a Docenita, pero si hay enargita en la parte sur de dicha zona, pudiendo considerarse la mineralización de Mimosa como la de Herminia con ciertas modificaciones.

Cubicación del Yacimiento.-

La cubicación del yacimiento correspondiente al 31 de diciembre de 1,968 ha dado los siguientes resultados:

CUBICACION

<u>MINAS:</u>	<u>T. C. S.</u>	<u>Oz. Ag.</u>	<u>% Pb.</u>	<u>% Cu.</u>	<u>Ancho</u>
BERMINIA	363,655	18.0	1.5	1.46	1.17
MINOSA	145,805	20.9	2.0	1.35	0.79
IUCREGIA	2,975	19.5	1.0	1.24	0.77
TENTADORA	8,390	13.9	7.2	0.13	0.62
RITA	675	18.9	3.8	0.24	1.00
MANTO	3,055	11.7	3.9	0.10	0.88
ESTELA	11,650	18.8	—	0.77	0.77
T O T A L :	536,205	18.8	1.6	1.39	1.04

CAPITULO III

MINERIA

1.- GENERALIDADES.-

En la actualidad, las minas que forman la zona de Julcani están constituidas por las minas de Herminia, Mimosa, Rita, Tentadora y E~~g~~ tela, estando en explotación las tres primeras y las dos restantes paradas momentaneamente.

Nomenclatura.-

Las labores son nombradas siempre por las tres últimas cifras del número que corresponde a su coordenada Norte en el punto de su inicio o por un número que se aproxime a dicha coordenada; si las labores

tionen dos frentes se les antepone N ó S, etc, así por ejemplo se dirá galería 52 S, 62 SW, etc.

Hasta el momento los diferentes niveles están a 30 metros unas de otras y el número con el que se nombra aumenta a medida que profundiza, así por ejemplo en Herminia se tienen los niveles 210, 240, 270, 300, 330, 360, 390 y 420, contando de arriba hacia abajo; esto se puede observar en el gráfico de niveles con sus respectivas cotas que se adjunta. (Fig. No. 6).

En los tajos tenemos las chimeneas de relleno y ventilación y las tolvas; las primeras se nombran colocando el número de la galería respectiva seguido de un número impar y las tolvas se nombran con el número de la galería continuado de un número par, así se dirá chimenea 160-29, tolva 160-30, etc.

Labores de Exploración, desarrollo y preparación.-

Las labores de exploración en la mina son orientadas por perforaciones diamantinas y por el avance de socavones, todo esto hecho según un programa concienzudamente estudiado y planificado, para que todo trabajo esté bien justificado ya sea para explorar zonas conocidas por el indicio que dan labores anteriores o, para reconocer zonas nuevas que muchas veces nos han dado resultados satisfactorios.

Las perforaciones diamantinas son usadas para reconocer zonas nuevas donde se presume que pueda cruzar alguna veta, en esta exploración se usan dos tipos de máquina: la pack sack que perfora taladros hasta de 35 metros, usando brocas AX para el inicio del taladro y TEX como psador; y la Diamond Drill con un alcance de 150 metros con bro

COTAS DE LOS NIVELES

				20	4421.300
	<u>DIEZ</u>	<u>4475.518</u>			
	<u>NUEVE</u>	<u>4446.000</u>		180	4458.435
<u>CIRIO Y MEDIO</u>					
	<u>OCHO</u>	<u>4416.000</u>		210	4428.000
<u>SETE Y MEDIO</u>				220	4415.522
	<u>SIETE</u>	<u>4392.418</u>		240	4405.590
				250	4391.063
<u>SIS Y MEDIO</u>			250	4387.290	
	<u>SEIS</u>	<u>4361.738</u>		270	4375.500
				300	4345.500
	<u>JORGE ENRIQUE</u>	<u>4327.879</u>		300	4338.720
				330	4314.488
	<u>CHOCUISUELA</u>	<u>4289.700</u>	350	4298.000	
			350	4291.300	360
			370		4268.000
			380	4266.000	
	<u>HUMBERTO</u>	<u>4245.765</u>		400	4249.710
				410	4248.000
<u>420</u>	<u>4210.000</u>			420	4217.544
	<u>430</u>	<u>4216.845</u>			
				440	4206.000
	<u>450</u>	<u>4187.542</u>			
				460	4181.740
<u>JOSE FRANCISCO</u>	<u>4147.201</u>				
				(490)	
				570	4070.127

MIMOSA

ESTELA

TENTADORA

HERMINIA

ESCALA 1/2000

Andrés Alegre A.

Figura Nº 5

cas SF (Spiral Flush) de 46 mm y 56 mm, aptos para roca de mediana dureza como la de Julcani. Ambas máquinas tienen su dispositivo para la obtención del core respectivo.

El costo por pie de perforación con la máquina Diamond Drill llegaba a \$ 115.00 (diciembre 1, 1968) y con el Pack Sack era \$ 66.00.

Los trabajos de desarrollo se llevan a cabo con cruceros, galerías y chimeneas, tratando en lo posible desarrollar primero los niveles inferiores, mientras que el nivel correspondiente superior va un poco atras, de tal manera que las chimeneas que se suban deben encontrar a la galería cuando lleguen a la cota del nivel inmediatamente superior.

Los cruceros casi en su generalidad son labores que corren en base a una información bastante aceptable, ya sea por perforaciones de diamantina ó por labores ya conocidas en los niveles adyacentes, que dan la certeza de la posición o traza de determinada veta. Estos cruceros una vez cortada la veta perseguida son continuados por las galerías a lo largo de la veta, que en Julcani van íntegramente enmaderados por la suavidad de las cajas y el relleno de veta.

Cada 60 metros se corren las chimeneas de exploración, para recolectar los datos de mineralización entre los niveles.

Toda galería antes de ser enmaderada es muestreada por canales perpendiculares a la veta y a cada metro de distancia; igual cosa se hace con las chimeneas donde se toman las muestras de los canales a cada lado de la chimenea y a cada metro de distancia; estos resultados son registrados en las tarjetas de muestras respectivas, las que

servirán de base para los cálculos de la cubicación a fin de cada año.

El promedio de avance mensual entre cruceros, galerías y chimeneas es de 900 metro siendo el 90% de este avance trabajado por contratistas.

Por haber abundancia de agua ácida dentro de la mina, nos hemos visto obligados a usar en gran cantidad tubos de plástico de 1" y 2" de diámetro para el agua y aire casi en todas las galerías; instalándose los tubos de tal manera que siempre corran pegados hacia la caja techo, mientras que las cunetas corren junto a la caja piso.

Los rieles utilizados en los desarrollos son de 12 lbs/yarda y con durmientes de 4" x 4" x 3' colocados a 30" uno del otro.

En el gráfico adjunto se puede apreciar las toneladas cortas cubiertas por metro de avance, así como la cubicación respectiva para cada año (Fig. No. 7)

Una vez reconocida una veta, viene el próximo paso que es la preparación del tajeo que consiste en el armado de las tolvas con sus respectivas escaleras y el avance de las chimeneas de relleno intercaladas entre aquellas. El espaciamento entre tolvas, se hace de acuerdo al ancho y homogeneidad de mineralización de la veta; así en vetas mas o menos anchas (1.5 a 3 metros) y de mineralización constante, la distancia de tolva a tolva es de 20 metros y en vetas angostas (mas o menos de 1 metro) y mineralización variable la distancia es de 10 a 15 metros, entendiéndose que las chimeneas de relleno siempre se proyectan al centro de estas distancias. En el segundo

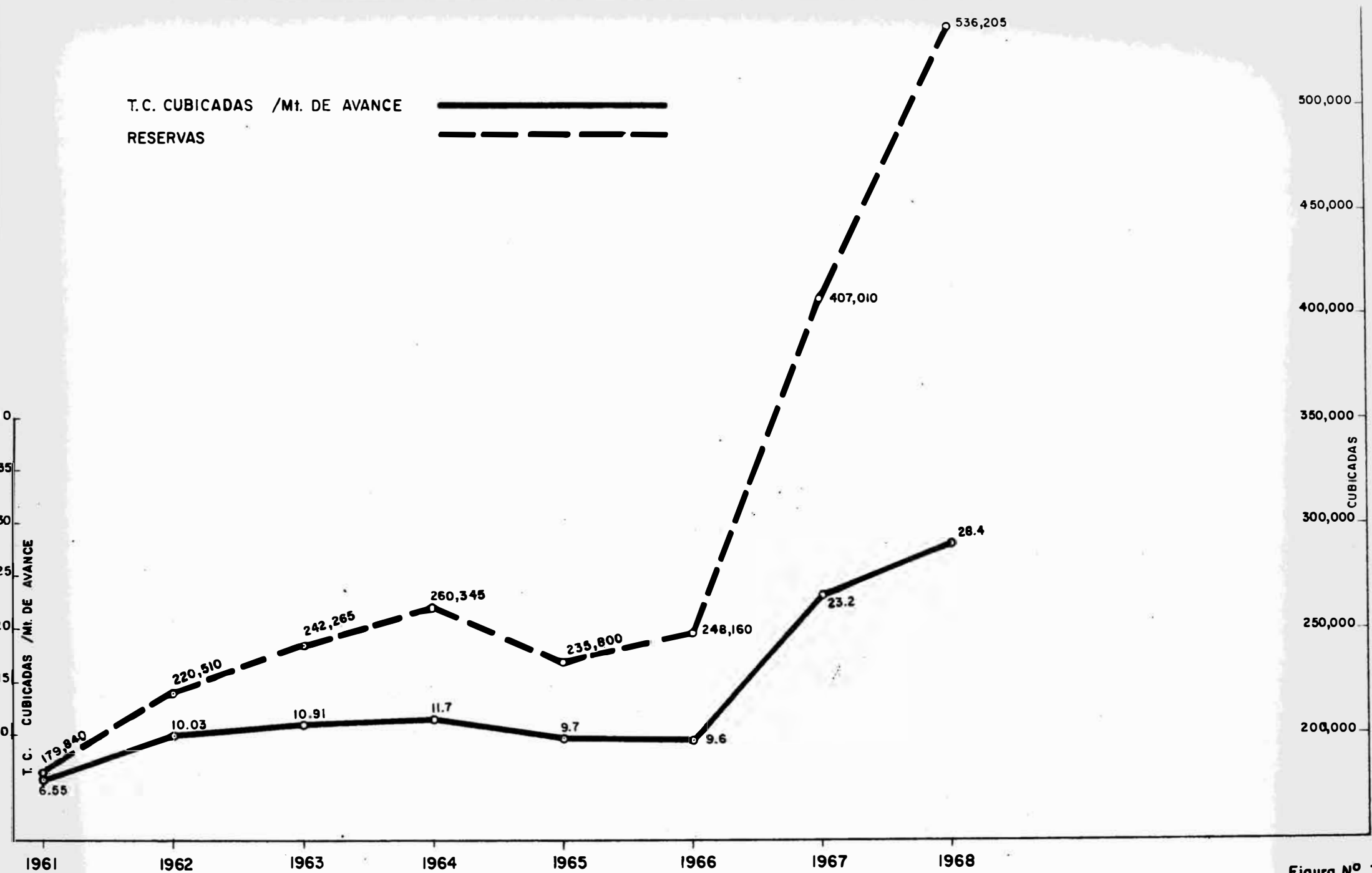


Figura N° 7

caso la distancia entre tolvas se reduce para facilitar el paleo, ya que, en muchos casos la poca potencia de la veta imposibilita el uso de carretillas por la estrechez en su desplazamiento.

La preparación termina una vez que se ha levantado el primer piso, se ha colocado la camada sobre los cuadros de la galería, han quedado construidos los chutes de las tolvas y han sido terminadas las chimeneas de relleno.

En vista que las cajas son suaves y para que en ningún momento pueda faltar relleno, se preparan tramos unicamente de tres tolvas llevándose las dos extremas con cuadros y la central con cribings; solo así podemos conseguir el control seguro en el relleno de los tajos y el ciclo de corte y relleno, ya que mientras se está cortando entre una tolva extrema y la central, se estará rellenoando entre la tolva central y la otra extrema.

La distribución entre tolva y escalera es de tal manera que siempre la escalera debe estar del lado de la entrada en la galería.

Explotación.-

Método de explotación.- Toda la explotación es subterránea, empleándose generalmente el método de corte y relleno y sólo en algunos tajos se aplica el de Square Set.

Este método de corte y relleno puede distribuirse en las siguientes etapas:

a).- Corte o arranque.- que consiste en perforar el techo de la veta desde los chutes hacia la chimenea de relleno, que generalmente se lleva a cabo con taladros de 5' de largo conservando siempre la mis-

ma inclinación o altura de corte, para luego ser disparado. Si el terreno lo permite sobre carga se hace un disparo mas. Las máquinas usadas para la perforación son: Holman SLD, Holman Silver J Steper, Jacklay, Ingersoll Rand JR-38-C y Holman Silver 30 JL.

b).-Sostenimiento.- después del disparo se procede al desatado de toda la labor y se continúa con la colocación de puntales de seguridad para luego proseguir con la siguiente etapa.

mineral.- con la labor desatada y asegurada se limpia la carga de mineral avanzando de la tolva hacia la chimenea de relleno, completando más puntales de seguridad a medida que haya mas espacio y siempre que el terreno lo pida. Una vez que toda la carga ha sido limpiada se arman los cuadros de la tolva y camino o cribings en el caso de las tolvas centrales quedando así el tajero listo para ser relleno.

d).- Relleno.- se realiza descargando desmante de las galerías superiores por la chimenea respectiva de relleno hasta una altura que permita iniciar el próximo corte.

Cálculo Manual de la Producción.- Diariamente se registra la producción de cada labor, interpretada por el número de carros y la ley correspondiente para cada guardia; estos datos son acumulados en una papeleta para cada labor en carros y en ley promedio día a día, de tal forma que al fin de mes se tiene el monto total por labores y por minas.

Al fin de cada mes, se sabe por los registros de balanza el tonelaje que ha salido de cada mina, así como, el promedio de las leyes

de Ag, Pb y Cu de la cabeza que ha tratado la planta concentradora; con estas cantidades se hallan los factores de carros y de leyes respectivamente, con los que se calcula el tonelaje y leyes para cada labor.

En caso de que la veta sea ancha (3 a 6 mts) se hace necesario el uso del sostenimiento por cuadros cuyas piezas son de 5', cuya colocación se hace a medida que se va limpiando el mineral disparado.

En la actualidad nuestro tonelaje de producción ha ido subiendo paulatinamente aunque con un descenso de la ley del mineral explotado, esto ha sido posible gracias al alza del precio de la plata.

A continuación se puede apreciar la producción y contenidos finos de los últimos cinco años:

<u>AÑO</u>	<u>T. C. S.</u>	<u>LEYES</u>	<u>CONTENIDOS FINOS</u>
1964	86,733.619	Oz. de Ag. 21.6 % de Pb. 1.7 % de Cu. 0.81	1'903,602.000 Oz. de Ag. 1,508.756 T.C.de Pb. 709.774 T.C.de Cu.
1965	89,348.364	Oz. de Ag. 19.05 % de Pb. 1.9 % de Cu. 0.74	1'724,650.000 Oz. de Ag. 1,721.175 T.C.de Pb. 670.738 T.C.de Cu.
1966	88,639.763	Oz. de Ag. 18.1 % de Pb. 1.2 % de Cu. 1.2	1'607,509.000 Oz. de Ag. 1,063.818 T.C.de Pb. 1,031.047 T.C.de Cu.
1967	102,833.189	Oz. de Ag. 14.73 % de Pb. 1.47 % de Cu. 1.67	1'514,732.874 Oz. de Ag. 1,511.648 T.C.de Pb. 1,117.314 T.C.de Cu.
1968	138,424.392	Oz. de Ag. 15.9 % de Pb. 1.43 % de Cu. 0.76	2'103,171.000 Oz. de Ag. 1,982.719 T.C.de Pb. 1,049.645 T.C.de Cu.

Además se adjunta el gráfico de producción y eficiencias, entre éstas últimas se han considerado las eficiencias con el tonelaje ex-

traído y con el tonelaje explotado (Figs. No. 8 y 9).

Servicios Auxiliares.- Entre los servicios que inciden directamente en el trabajo de la mina, se pueden mencionar:

a.- Energía eléctrica.- Ya al hablar de la fuerza motriz en el capítulo primero del presente trabajo, se presentó un cuadro general del consumo de energía; correspondiéndole a la mina 507 KW esto es el 45.7% del consumo total. Esta energía es consumida por las compresoras, winches, bombeo y alumbrado en la mina.

Como ya se dijo la energía eléctrica en su mayor parte es producida por las hidroeléctricas de Huapa y de Tucupampa, que son conducidas hasta Julcani por una línea de alta tensión de 22,000 Voltios, para ser transformados a 440 Voltios en el subestación de Julcani.

La Compañía posee también, un taller eléctrico, con todas sus instalaciones necesarias para las reparaciones y demandas de la operación.

b.- Aire Comprimido.- El aire comprimido que se consume en la mina es producido por compresoras instaladas en Julcani, Rita, Herminia y Mimosas.

En Julcani, se tiene dos compresoras: una Ingersoll Rand tipo XCB de 1,000 pies cúbicos y otra Gardner Denver Modelo HAB 1009 de 300 pies cúbicos; en Herminia, se tiene una compresora Holman Modelo T 36 R de 350 pies cúbicos y una Ingersoll Rand KLE de 1,050 pies cúbicos; en Mimosas, se cuenta con una compresora Ingersoll Rand igual que la de Herminia y en Rita se tiene una Holman T 36 R.

c.- Ventilación.- Estando actualmente todos los niveles intercomuni-

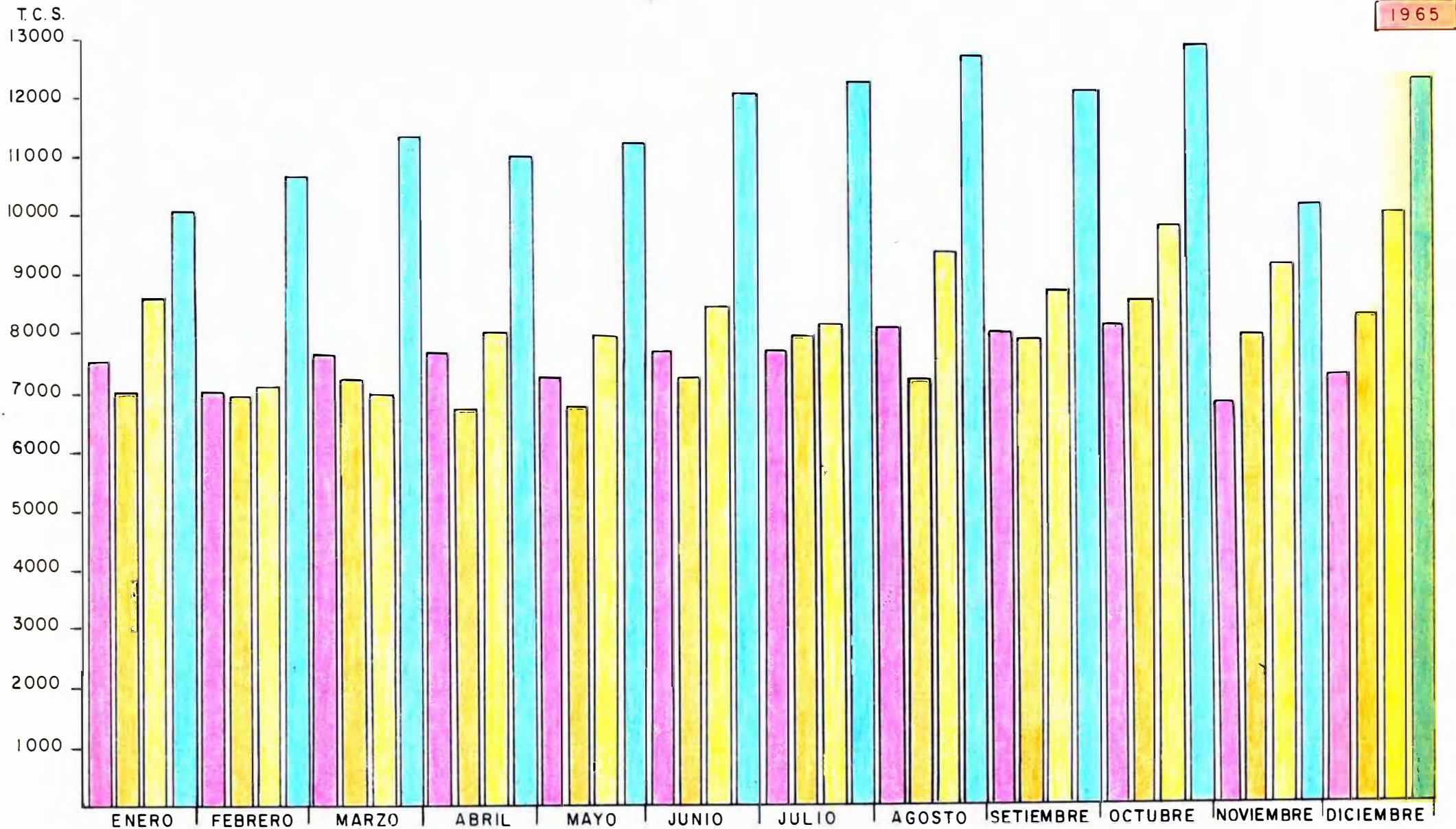


Figura N° 8

cados por chimeneas que facilita la circulación del aire, toda la ventilación se realiza en forma natural, esto es, que se mantiene el tiro de aire por las diferencias de peso entre la columna de aire frío exterior y la otra de aire caliente interior. Además en el Departamento de Seguridad se llevan al día los planos de ventilación en los que se marca el recorrido del aire.

Para ciertas labores especiales, tales como corridas de gran longitud como en el nivel 580, (Tunel Pablo G. Vidalón) se instalaren cinco ventiladores eléctricos "Bahco Primus" FMK 50 H (L) a cada 500 metros de intervalo, estas ventiladoras funcionaron hasta comunicar la chimenea piloto entre los niveles 580 y 420.

Actualmente estos ventiladores se están instalando en las galerías de desarrollo de vetas del nivel 580.

d).- Agua.— Sin llegar a ser abundante el agua para la perforación, se ha hecho posible el aprovisionamiento de este elemento de varias formas en las diferentes minas. Así en Herminia, se ha construido un reservorio en el nivel 360, desde el cual, se bombea hasta la parte alta de ésta zona, donde se deposita en un tanque y desde el cual, se distribuye el agua a todos los niveles de la mina. En Mimosa, se ha fabricado un tanque en la parte alta y al cual se llena el agua procedente de un paguial y en Rita, el agua también es bombeada del nivel 580 a un tanque reservorio.

La tubería que se usa para la distribución del agua, en su mayor porcentaje está constituido por tubos de plástico de 1" y 2" de diámetro, material que nos ha dado excelentes resultados, considerando

que dentro de la mina existe bastante agua ácida que imposibilita el uso de tubos de fierro, siendo estos además de mayor precio.

e) Transporte de Mineral y Materiales.— Se pueden considerar dos tipos de transporte en cuanto al mineral se refiere: por medio de locomotoras o transporte subterráneo y por medio de volquetes o transporte superficial; siendo éste último el de menor proporción, esto es, de aproximadamente del 7% del transporte total de mineral.

Se tiene dos niveles principales de extracción, el nivel 420 por el que sale todo el mineral de Herminia, mediante dos locomotoras eléctricas "General Electric" y el nivel 490 por el que sale el mineral de la parte baja de Mimosa, por medio de una locomotora eléctrica "Mancha"; en estos niveles se usan carros Balancines de 2.5 Ton. de capacidad y carros U-35 de 1.3 Ton. de capacidad, ambos de descarga lateral.

El mineral que se explota en los niveles superiores al nivel Chozizuela de Mimosa y de la mina Rita, son íntegramente transportados por Volquetes, para los que se aprovecha en su mayor parte el viaje de vuelta de los carros que van llevando materiales a estas minas.

Además, se puede considerar el transporte interno en cada mina, en Herminia, el mineral de los tajeros es conducido a las tolvas principales por medio de carros cuadrados, de descarga frontal de 1/2 Ton. de capacidad conducidos a pulso ó por dos locomotoras a batería Mancha que halan carros U-24 de descarga lateral de 1 Ton. de capacidad. En las minas Mimosa y Rita, este transporte se realiza a

pulso con los carros cuadrados de 1/2 Ton. de capacidad.

Los materiales son distribuidos a las diferentes minas mediante camiones y volquetes del Almacén General que se ubica en Julcani.

CAPITULO IV

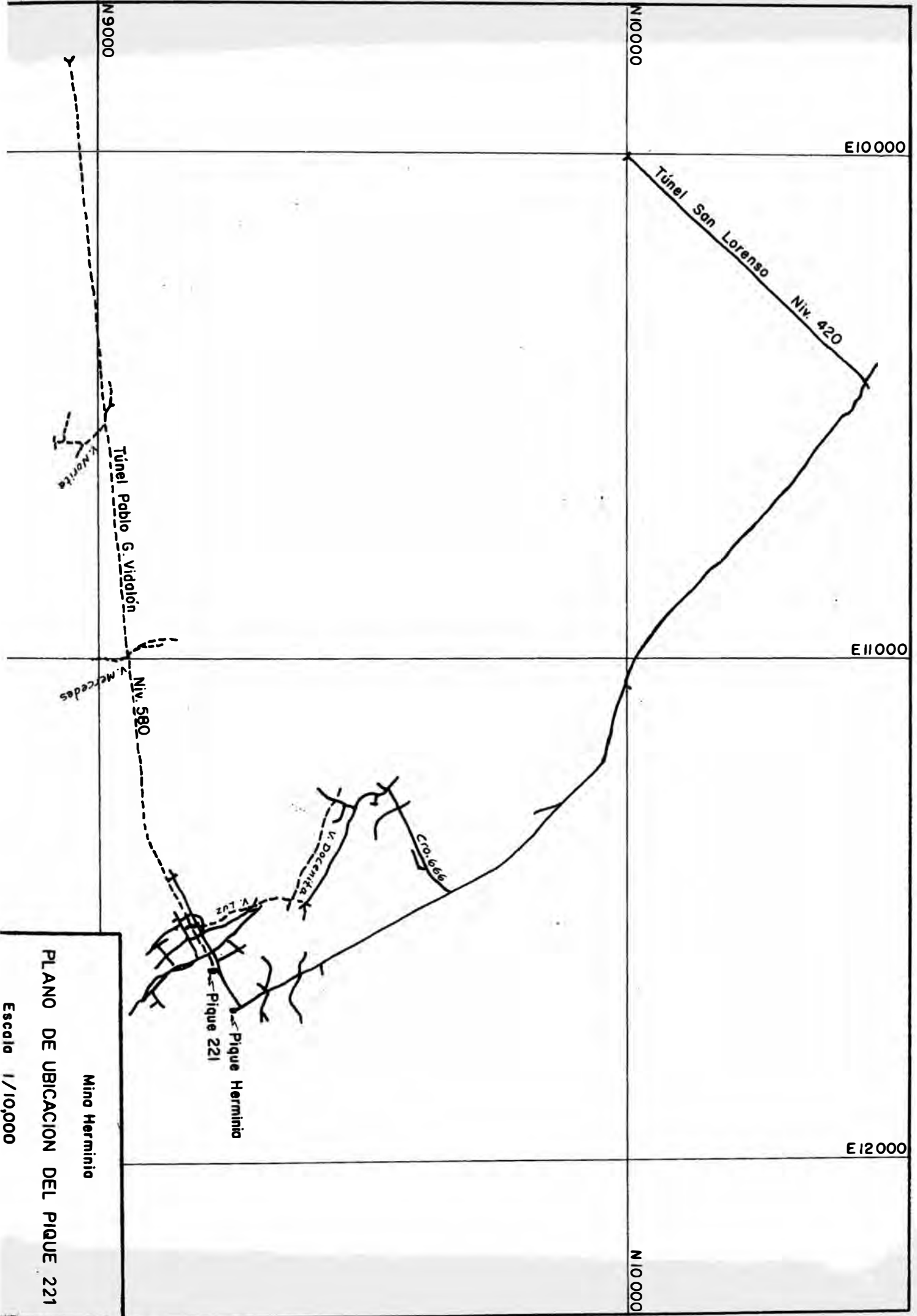
PROYECTO DE AMPLIACION DE LA MINA HERMINIA BAJO EL NIVEL 420

1.- OBJETO DEL PROYECTO.-

El presente proyecto consiste en la construcción del Tunel Pablo G. Vidalón de 1,840 metros de longitud en el nivel 580 (Fig. No. 10) y a 154 metros bajo el nivel 420; y la construcción del pique 221 que intercomunique ambos niveles. Con estos trabajos se hará posible reconocer las vetas 2, 54 y Docenita, que profundizan en el nivel 420.

2.- JUSTIFICACION DEL PROYECTO.-

La construcción del tunel Pablo G. Vidalón, por su sección y lon-



Mina Herminio
PLANO DE UBICACION DEL PIQUE 221
Escala 1/10,000

gitud constituiría un proyecto de envergadura y como tal debía justificarse ampliamente su realización; es por esto se tuvieron que hacer estudios previos antes de su iniciación. Los estudios estuvieron concretados primeramente al reconocimiento mediante huecos de diamond drill de la veta 2, también se tuvo en cuenta la profundización de las vetas 54 y Docenita además se contempló la posibilidad de que el túnel en mención debía cortar algunas fracturas de importancia; fuera del servicio que tendría que prestar en el desagüe y transporte de desmonte de los trabajos a realizarse bajo el nivel 420.

a.- Reconocimiento de la Veta 2.-

Observando la sección geológica (Fig. No. 11) de la mina Herminia que se adjunta, se puede apreciar que la veta 2 es la estructura conocida mas definida e importante de la mina Herminia, tiene un rumbo promedio $N^{\circ}32^{\circ}W$ y un buzamiento de 55° al SW, es conocida desde su afloramiento hasta el nivel 420. Esta veta se exploró debajo del nivel 420 por medio de seis huecos de diamond drill a partir de tres estaciones espaciadas una de otra 30 metros; tres huecos estaban dirigidos a cortar la veta a una profundidad de 30 metros y los otros tres huecos a 60 metros de profundidad; de estos tres últimos, dos de ellos cortaron mineral mas allá de la traza probable (Fig. No.12).

De estas perforaciones se podían deducir que:

- 1.- Hay una zona estéril debajo del nivel 420, posibilidad que en muchos casos se ha comprobado al seguir galerías y chimeneas en las vetas de Herminia, ya que la formación de las vetas de plata

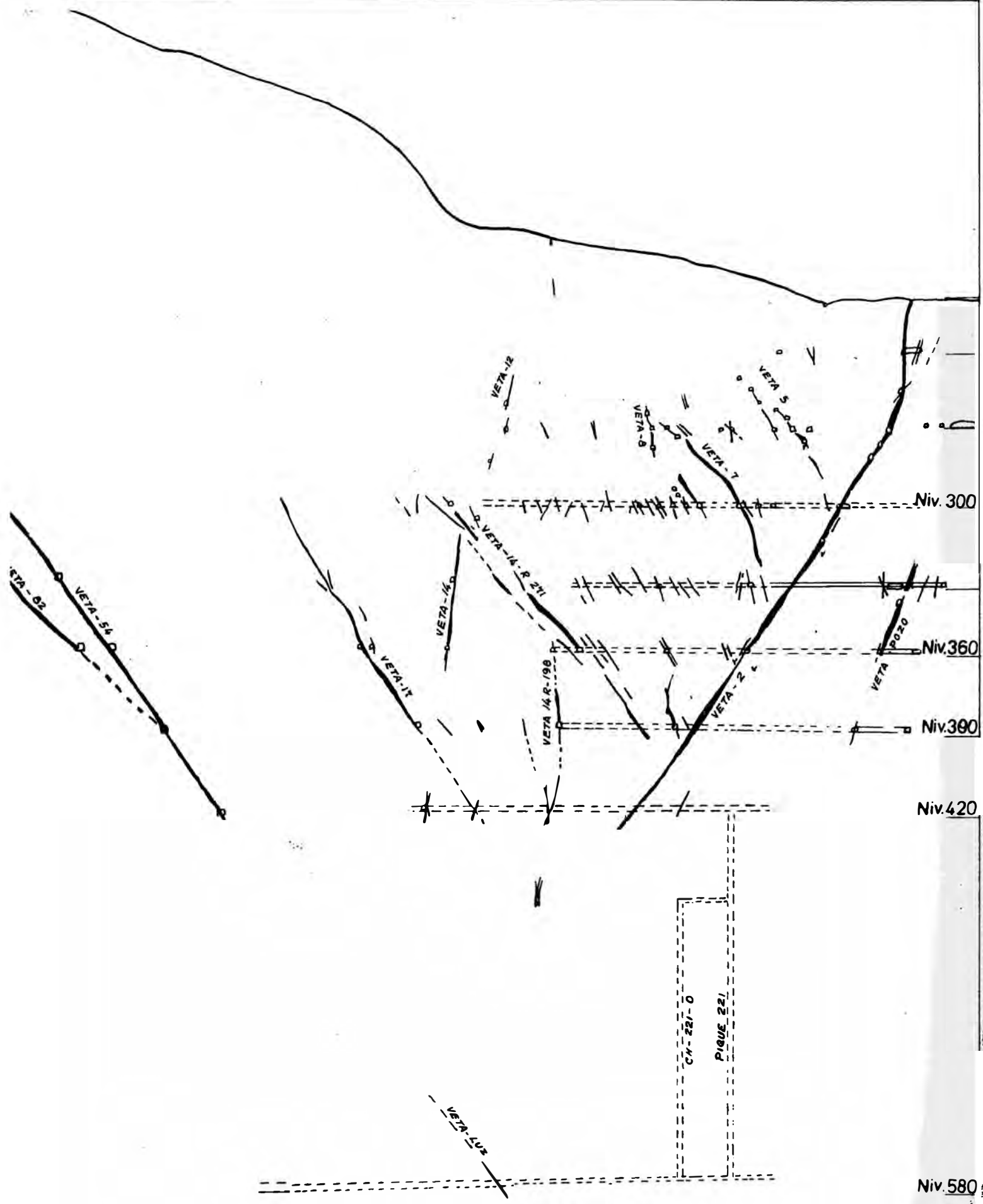
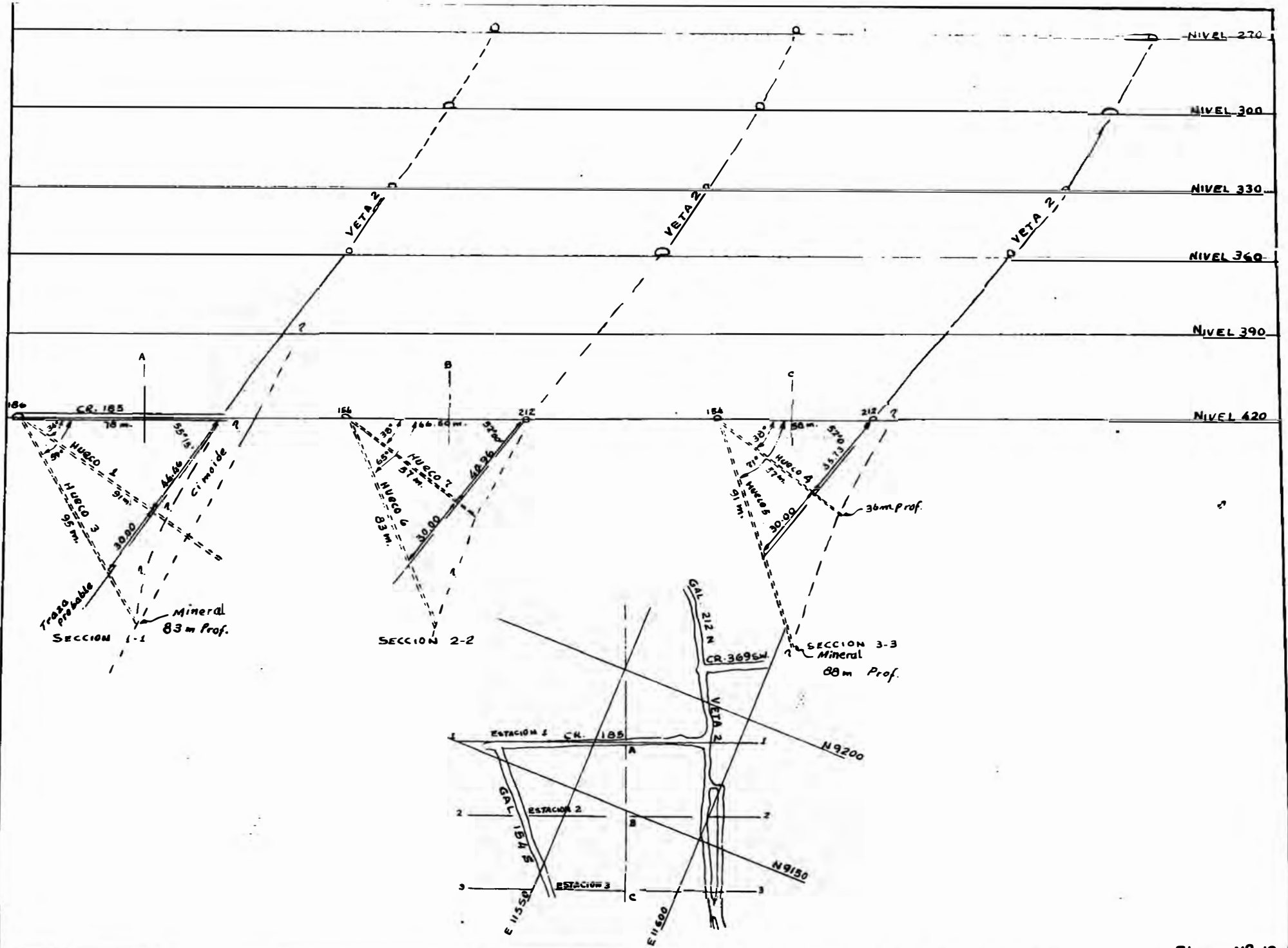


Figura N° 11



Cia. de Minas Buenaventura S. A.
VETA 2 EXPLORACION DIAMOND DRILL

Figura N° 12

se presentan con mineralización en rosario y siempre se encuentran tramos estériles y tramos mineralizados.

2.- Es posible asumir un cambio de buzamiento cercano a la vertical ya que los puntos donde se cortó mineral no corresponden a la posible traza que se esperaba si la veta mantenía su buzamiento normal; casos que también son frecuentes o sea los cambios de buzamiento como se puede apreciar en la parte superior de la veta 2 entre el nivel 270 y 240

3.- Se puede presumir que el mineral encontrado corresponda al ramal del piso de un cimoides de la veta 2, relacionado con una estructura en el cruce principal del nivel 420 al piso de la veta 2.

cimoides

4.- Las posibilidades de encontrar mineral en Herminia y principalmente en la veta 2 bajo el nivel 420 han aumentado considerablemente con estos dos huecos que dieron resultados positivos.

La profundidad vertical a la que se consiguió mineral, la longitud de mineral y la ley respectiva en cada hueco positivo son las

siguientes:		<u>Hueco No. 3</u>	<u>Hueco No. 5</u>
Profundidad vertical		83 metros	88 metros
Longitud de Mineral		2.5 "	1.5 "
CORE:	Ag	104.4 Oz/T.C.	26.9 Oz/T.C.
	Pb	0.4 %	1.6 %
	Cu	0.15%	-
SULFIDE:	Ag	184.3 Oz/T.C.	4.1 Oz/T.C.
	Pb	0.4 %	0.7 %
	Cu	0.30%	-
COMBINACION:	Ag	157.9 Oz/T.C.	13.9 Oz/T.C.
	Pb	0.4 %	1.1 %
	Cu	0.27%	-

b.- Profundización de la Veta 54.-

La veta 54, tiene un rumbo N 30°W y buza 50°NE, se le conoce en los niveles 300, 330, 360, 390 y 420 tal como se puede apreciar en la sección que se adjunta (Fig. No. 11). Se caracteriza por una fractura con mineralización constante teniendo la particularidad de presentar un zonamiento de mineral de plata con plomo hacia el sur y mineral de plata con cobre hacia el norte; siendo estos minerales tetraedrita, galena y enargita.

Se tiene la seguridad, que se extiende hacia superficie ya que se han encontrado afloramientos en la zona respectiva a unos 200 metros encima del nivel 300, además ya se ha reconocido con chimeneas 30 metros de longitud sobre el nivel 300. De igual manera en el nivel 420 profundiza ésta veta, teniendo una potencia mas o menos de 2 mts.

Lo que atrae más de ésta veta es su alto contenido de plata con leyes que varían entre 10 a 80 onzas.

c.- Profundización de la Veta Docenita.-

La veta Docenita, al igual que las vetas 2 y 54, es la estructura bien definida y persistente de la mina Herminia. Tiene un rumbo N 55°W y buza 55° a 65° al SW; presenta una estructura bastante compleja, pudiéndose hablar muy bien de un sistema de fracturas mas o menos paralelas que terminan en una cola de caballo irregular hacia el E. Las cajas son definidas que a menudo se presentan fuertes y la estructura con panizo; predominan estrías y camellones verticales. Al sur fué conocida como la veta Santa Teresita No. 2 en el nivel 300 y 330 en donde tiene un rumbo N75°W y buza 65° a 80° al SW.

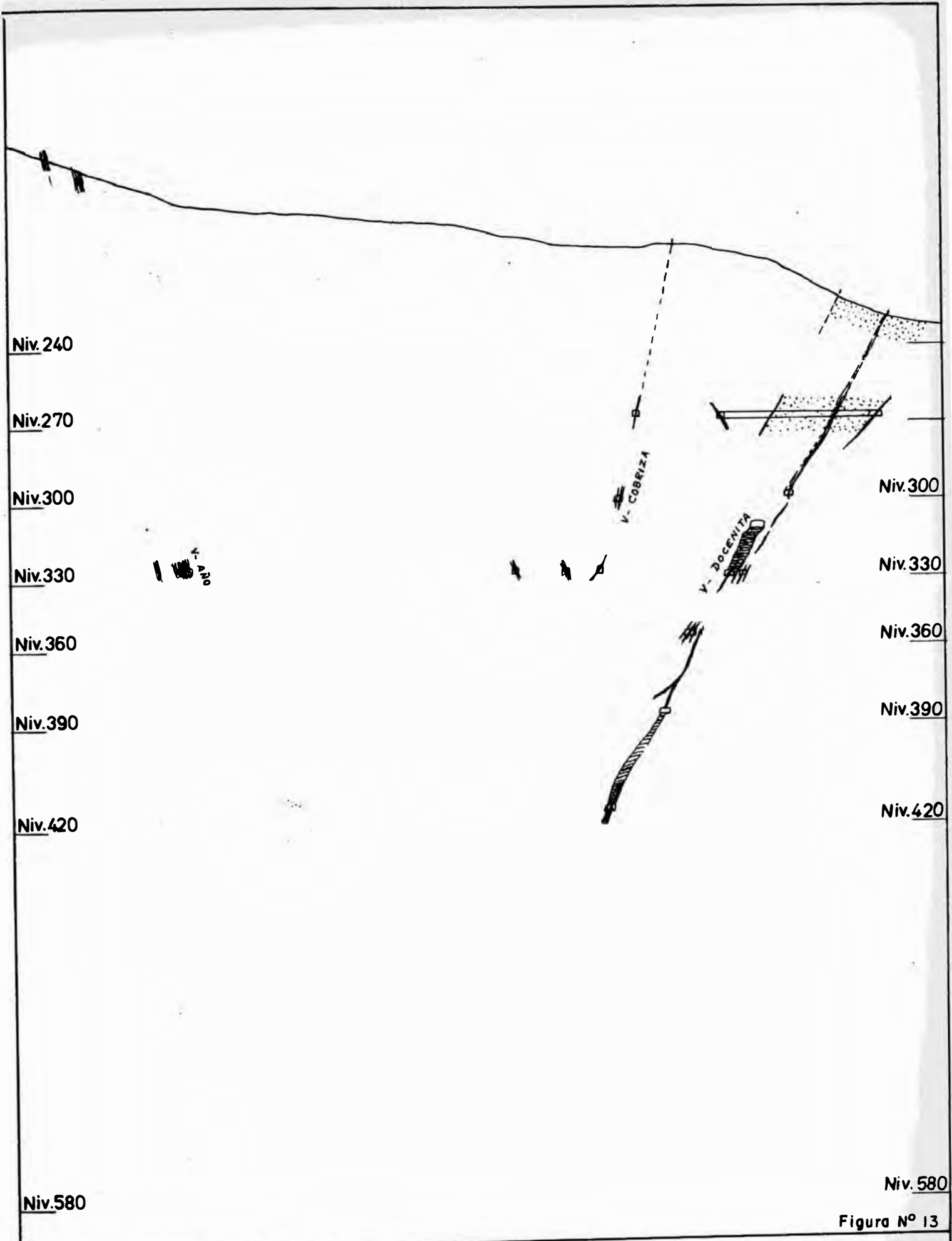
ta veta está al techo de un dique cuya roca es un pórfido andesítico que corre casi paralelo a la veta. La mineralización es de tetraedrita, enargita, baritina, pirita, además de wolframita y oro en pequeñas cantidades. El cambio de mineralización de plata a cobre es debido a la influencia del dique o a que la veta pertenece a otro sistema controlado por éste. En cualquier caso, a mayor profundidad se va acercando a la veta 2 y limitando a las estructuras transversales que están al norte de ésta. Es la veta 2 y la Decenita la misma? Es la veta Decenita, el límite norte de la veta 2? La limita a mayores profundidades? Las respuestas que los futuros trabajos darán a estas preguntas, son de interés y tienen gran importancia económica.

La veta Decenita, es conocida desde su afloramiento hasta el nivel 420 como se ve en la sección (Fig. No. 13); en este nivel la galería 45 tuvo muy buen mineral de enargita en su mayor parte y con potencia hasta de 3 metros, cosa que hace pensar que la veta profundiza hacia la parte baja.

5.- TRABAJOS PRELIMINARES A LA CONSTRUCCION DEL PIQUE.-

a.- Construcción del Tunel Pablo G. Vidalón.-

Teniendo la bocamina del nivel 420 una cota de 4217.544, el tunel Pablo G. Vidalón se empezó con una cota 4070.401, esto es 147.143 metros de desnivel, este tunel tendría una sección promedio de 10' x 9' y estaría formado por dos tramos, uno de 1,550 metros a partir de la entrada con rumbo N 84° 30' E y otro de 298 metros con rumbo N 65° E; se le daría una gradiente de 0.5% para que el drenaje del agua se



Niv. 580

Figura N° 13

Cia. de Minas Buenaventura S.A.
 MINA HERMINIA PROYECTO PIQUE 221

Escala 1/2000

Andrés Alegre A.

realice en forma fácil y sin estancamientos. El pique estaría a 1,825 metros de la entrada, todo esto trazado después de un levantamiento cerrando la poligonal.

Equipo de máquinas y herramientas.- Se tuvo que instalar una compresora Holman TH-36-S de 350 pies cúbicos a inmediaciones de la entrada del túnel, además se hicieron las siguientes adquisiciones para completar el equipo de máquinas y herramientas:

Una pala mecánica neumática Eimco Modelo 12-B

Una locomotora Mancha a batería (con dos baterías)

Diecisiete carros U-35 de 1,300 Kgs de capacidad

Cuatro máquinas perforadoras Ingersoll Rand Jackleg JR38C

Barrenos, dos de 5'3" y dos de 3'11"

Tres mangueras

Diez lámpas

Diez picos

Dos corbinas de 3'

Dos combos de 4 lbs.

Tres barretillas de seguridad

Dos llaves Stilson de 24"

Un Santiago para riel de 30 lbs/yd. y equipo de carrilano

El personal se organizó en tres turnos de trabajo de ocho horas cada uno, y con doce hombres en cada guardia. El personal se constituía de un supervisor, dos perforistas; un ayudante de perforista, dos emmaderadores; dos ayudantes de emmaderador, un palero, un lampero, un motorista y su ayudante.

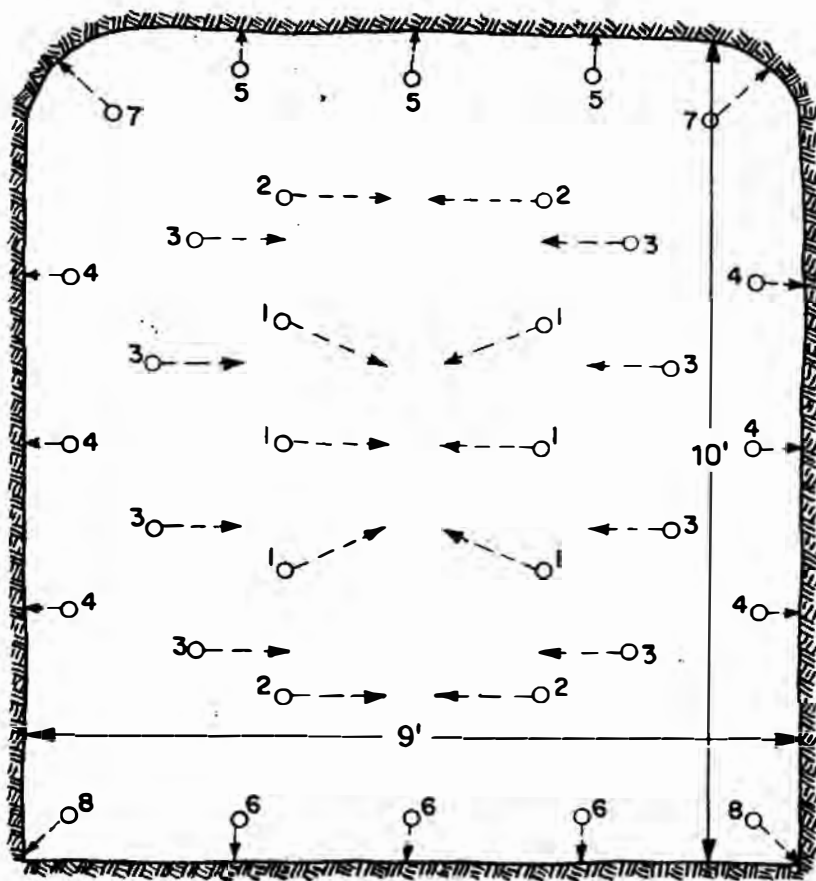
El trabajo de esta cuadrilla en cada jornada de ocho horas consistía en el el mejor de los casos desatar a primera hora, limpiar la carga del disparo de la guardia anterior, colocar un cuadro completo, perforar y dejar el disparo para fin de su guardia. Pero mas de las veces era difícil cumplir con este programa establecida, mas que todo originado por la suavidad de la roca que daba lugar a un trabajo tomando todas las seguridades del caso como colocación de puntales de seguridad o tes provisionales hasta completar el sostenimiento definitivo mediante el armado del cuadro respectivo.

La perforación se efectuó utilizando máquinas perforadoras Ingersoll Rand Jackleg JR38C; para cada disparo se perforaban de 34 a 36 taladros de 5', habiendo logrado obtener después de muchas pruebas el trazo mas efectivo consistente en cuña en "V" vertical tal como se muestra en el gráfico correspondiente. (Fig. No. 14).

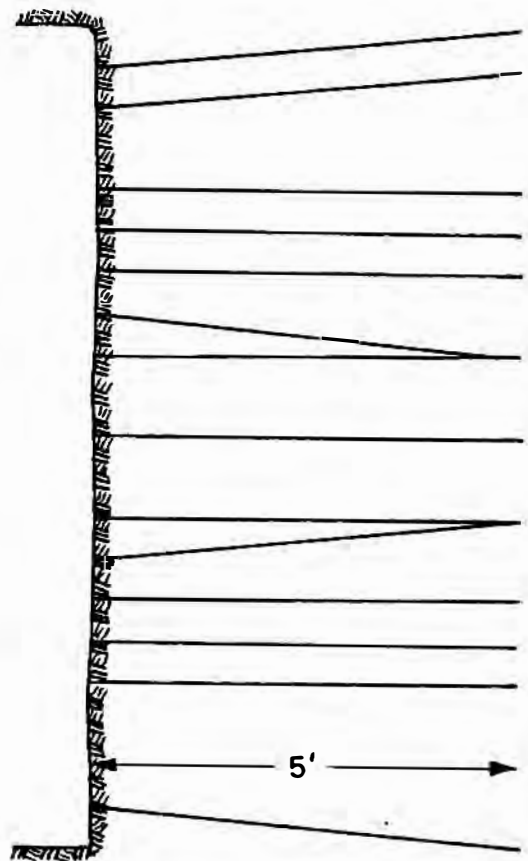
Se empleó la dinamita Semera de 65%, fulminante de aluminio No.6 y guía blanca Nacional, materiales éstos que no nos acarrearán ningún problema salvo en el caso de la guía blanca, que por seguridad mas que todo, optamos por emplear guía orange importada en las zonas donde se presentaban abundancia de agua.

En cuanto a barrenos, hemos contado con los barrenos avesta y fagersta de 7/8" x 3'11" como patero y de 7/8" x 5'3" como pasador.

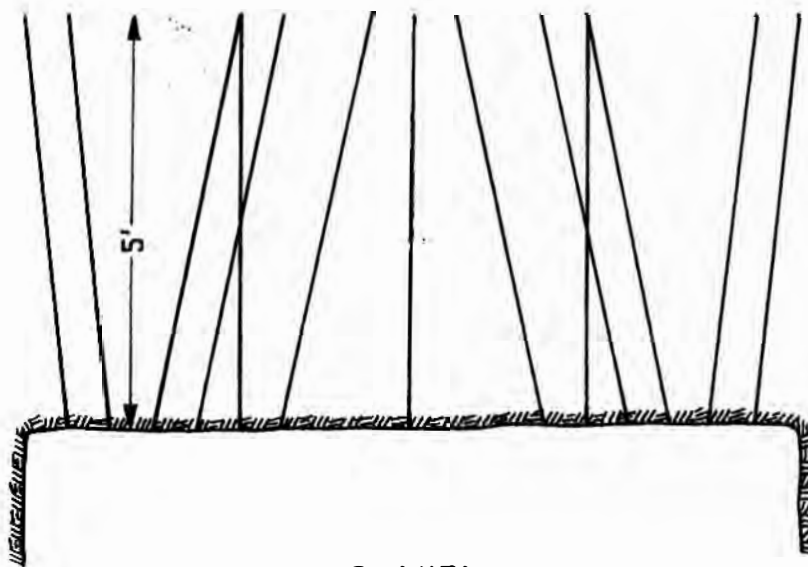
Todo el desmenuado producto del avance en el tunel Pablo G. Vidalón, se transportó utilizando una locomotora "Mancha" a batería y carros U-35 de descarga lateral con una capacidad de 1.3 toneladas métricas cada uno.



FRETE



PERFIL



PLANTA

Figura N° 14

TRAZO DE PERFORACION
TUNEL PABLO G. VIDALON

Teniendo en cuenta la longitud del tunel se hizo necesario el empleo de ventiladores eléctricos "Bahco Primus FMK50H (L)" instalados en serie a cada 500 metros y tubos de fierro de 16" de diámetro

Simultaneamente con el avance del tunel se fué instalando las tuberías de ventilación, los tubos de fierro de 2" de diámetro para el aire comprimido, los tubos de fierro de 1" de diámetro para el agua de perforación y el tendido de rieles de 30 lbs/ya. con durmientes de 4" x 4" x 3' colocados éstos últimos a 30" uno del otro.

La limpieza de la carga se llevó a cabo mediante una pala mecánica neumática Binco modelo 12-B, y para facilitar el desplazamiento de los carros para el carguío, mas o menos cada 15 días se desplazaba una platina con un cambio fijo que máximo se hallara a 50 metros del frente de trabajo. Este cambio permitía llevar dos trochas de rieles paralelas a inmediaciones del lugar de carguío.

Teniendo en cuenta que las dos terceras partes del tunel ha requerido el sostenimiento mediante cuadros de madera, hace pensar la cantidad de este material que se tuvo que utilizar con dicho fin. Los cuadros se colocaron a cada 40" de distancia contados de centro a centro de los postes y constaron de sembreros de 8'4" y postes de 10' todos ellos de madera de eucalipto aserrado de 8" x 8" de sección. Para el "encribado", se utilizó redondos de eucalipto de 6" a 8" x 10' y para el enrejado tablas también de eucalipto de 2" x 8" x 10'

Los postes se colocaron sobre patillas de un pie de profundidad para que pueda soportar el empuje lateral de la roca y además para tener un margen para preparar la cuneta respectiva.

La distancia entre el frente y el último cuadro se trató de mantener siempre a menos de 3 metros debido al peligro de desprendimiento o aflojamiento de la roca.

b.- Perforación del hueco guía del nivel 420 al nivel 580.-

Una vez que el túnel Pablo G. Vidalón pasó por la proyección vertical correspondiente a la estación que se había preparado de antemano en el nivel 420, se hacía necesaria la perforación de un hueco vertical, que uniera la estación mencionada con el túnel en el nivel 580, que más tarde serviría de hueco guía para la perforación de una chimenea y a su vez ésta última ensanchada más adelante daría origen al pique entre los niveles 420 y 580.

El hueco guía, que tuvo una longitud de 154 metros con un diámetro de 3" fue perforado por una máquina diamond drill con broca NX, cuyo diámetro interior tenía $2 \frac{3}{16}$ " y diámetro exterior $2 \frac{15}{16}$ ".

El hueco obtenido además de servirnos de hueco guía, nos dio una información completa de la clase de roca por la que tendría que atravesar la chimenea en base al testigo obtenido en la perforación.

c.- Construcción de la chimenea Piloto.-

Tomando como centro el hueco perforado se dió inicio a la chimenea piloto que se llevaría con doble compartimiento, esto es, uno para echadero y otro para escalera, tuberías e izaje de los materiales y herramientas. La sección de la chimenea sería de 4' x 7' y a cada 37.50 metros más o menos se daría inicio a un túnel de una sección de 7' x 8' y se correría una distancia de 15 metros que correspondería a los niveles intermedios que más tarde tendrían que establecer-

Nombre?

Esos tunales servirían a su vez en el momento de la perforación de la chimenea, de descansos, estación de izaje de los materiales, depósitos de materiales y herramientas y lugar de preparación de la madera.

Para éste trabajo, se organizó tres turnos constituidos por un personal de seis hombres cada uno, o sea de un perforista encargado, un ayudante de perforista, dos lamperos, un motorista y un ayudante de motorista.

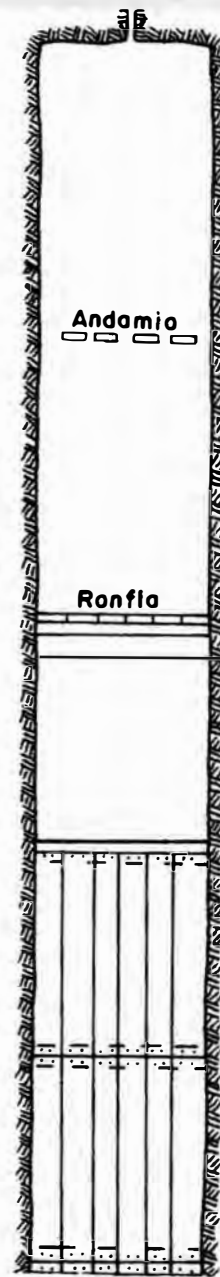
El equipo de máquinas y herramientas con que se contó en esta etapa del proyecto estuvo constituido por dos máquinas perforadoras Stc per Joy Montabert Modelo P147 con avance telescópico, barrenos de 5' 3" y 3'11", dos winchas Joy Modelo AW-80 de una tambora para el izaje mas que todo de la madera, tres tanques de agua para perforación, herramientas para enmaderador, herramientas para tubero, dos mangueras de 15 metros, etc.

El avance de la chimenea piloto (llamada también chimenea 221) se inició con el sellado para cuadrar bien la sección de tal manera que el rectángulo de 4' x 7" quedara con sus lados convenientemente orientados y llevando como centro el hueso guía. Una vez que la chimenea tenía 5 metros de altura se procedió al armado de un piso de cuadros de madera sobre los que descansarían la tolva.

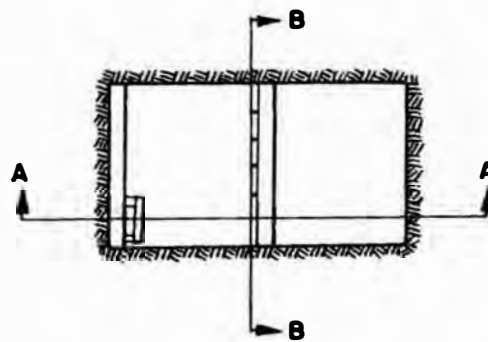
La división en dos compartimientos se haría mediante puntales de línea y ferrados con tablas para evitar en lo posible, que la carga pase hacia la escalera (Fig. No. 15).



SECCION A-A'



SECCION B-B'



VISTA HORIZONTAL

CHIMENEA PILOTO 221
 PROYECTO PIQUE 221

Escalo 1 = 0.5 cms.

Andrés Alegre A.

Figura N° 15

Las etapas del trabajo del avance de la chimenea, consistiría en la perforación, limpieza de la carga, enmaderado y conexión de tuberías.

La perforación se realizó como se ha dicho contando con dos máquinas perforadoras Stöper Joy, siempre quedando una en Stand-By. Se optó por usar el corte quemado o Michigan con taladros paralelos al hueco guía en número de 20 de 5", ya que, disponíamos de un hueco central de 3" de diámetro, al rededor del cual, se perforaban los taladros de arranque, además con este trazo se conseguía uniformidad en las paredes de la chimenea.

Para que el encendido de las mechas que llegaron a usarse hasta de 10', se haga en forma fácil y segura se utilizaron Ignitacord.

La limpieza de la carga producto del disparo, mas que todo se limitaba a limpiar una pequeña cantidad de desmonte que había quedado sobre la ranfla, (entablado inclinado) ya que la mayor parte de él había resbalado hacia el buzón y por consiguiente caído a la tolva, donde el motorista y su ayudante se encargaban de shutear a los cañeros siempre cuidando de dejar algo de carga en la tolva, para que sirva de colchón a la caída de la carga del próximo disparo.

El enmaderado consistiría:

Colocación de puntales en línea y forrado

Colocación de andamio para la perforación

Colocación de la ranfla

Colocación de escaleras

Los puntales en línea, servirían para dividir la chimenea 221 en

dos compartimientos como se ha dicho, colocándose transversal al lado mayor de la sección de la chimenea, de tal manera de dividir este lado en dos partes iguales. Se usarían cuartones de eucalipto de 5" x 6" de sección con su dimensión mayor vertical y todos los puntales quedarían dispuestos en una misma línea vertical y distanciados en 5' de centro a centro, para así poder utilizar tablas de 2" x 8" x 10' en el forrado, abarcando tres puntales sin necesidad de seccionar éstas tablas.

Una vez realizada la limpieza se prepararían las dos patillas, teniendo una de ellas entrada por la parte superior para que el puntal pudiera ajustarse contra la roca al hacerse correr hacia abajo uno de sus extremos hasta quedar en posición horizontal y en una dirección perpendicular al lado mayor de la sección de la chimenea. Esta dirección sería controlada periódicamente con la brújula y con plomadas. Después de la colocación de dos puntales consecutivos se procedería al forrado de ese tramo, quedando las tablas hacia la escalera para así tener facilidad en la reparación o cambio de las tablas que se desgastasen por el continuo golpe de la carga al caer hacia la tolva.

Teniendo en cuenta que la máquina perforadora mas un barrenado de 3' (patero) mediría 6.5' el andamio para la perforación tendría que estar a 7 pies debajo del tope de la chimenea, por lo que a esa distancia se colocarían dos puntales pegados cada uno a uno de los lados de la sección de la chimenea, pero sí, paralelos a los puntales en línea.

Sobre estos puntales descansarían las tablas, que constituirían el andamio para la perforación.

Había que evitar que la carga, producto de los disparos caiga por la escalera, para lo que se tendría que colocar un entablado inclinado sobre el compartimiento correspondiente a la escalera, para que así resvalara toda la carga hacia el echadero. Para esto generalmente se usarían algunos puntales que habían servido para el andamio y un puntal en línea central ya colocados; cuidando que las tablas en su extremo inferior sobresalieran por lo menos 1' hacia el echadero ya que inmediatamente debajo de la raníla quedaría una ventana de acceso.

En vista que se tenía relativamente poco espacio en el compartimiento del camino, se optó por colocar las escaleras casi en forma vertical, para así dejar espacio por donde pudiera izarse los materiales mas que todo la madera a utilizarse. Estas escaleras irían clavadas a los puntales de los andamios que habían quedado.

La tubería a instalarse sería de fierro, de 2" de diámetro para el aire y de 1" de diámetro para el agua.

Además se colocarían tanques de agua en cada nivel para ser impulsadas al tanque del nivel inmediatamente superior y así sucesivamente.

En cada nivel se instalaría una wincha neumática de mínimo peso y tamaño que pudiera ser subida sin mucho esfuerzo para el izaje de todos los materiales y herramientas necesarios.

Las winchas Joy Modelo AW-80 de una tambora nos dió buen resulta-

de en este trabajo por su poco peso, tamaño y facilidad de manipuleo.

La ventilación se haría con aire a presión, para lo que siempre se dejaban las válvulas abiertas antes del disparo, el tiempo que demoraba en el peor de los casos para desalojar el humo del disparo era de media hora teniendo dos lados de pase este es por la misma chimenea y por el hueco guía.

Una vez que los niveles 580 y 420 quedaron comunicados mediante la chimenea piloto, se comenzó a desarmar el enmaderado (forrados, puntales en línea y escalera), tuberías, esto es, se trató de dejar la chimenea completamente abierta para que la carga del desquinoche posterior de la chimenea no se atracase y cayera libremente hasta la tolva.

El trabajo de desmantelado de la chimenea piloto se hizo bajando del nivel 420 al 580.

d.- Construcción del echadero de Desmante.

Contemporaneamente a la construcción del pique se correría una chimenea de 5' x 7' de sección y a una distancia de 15 metros del pique que serviría como echadero de desmante.

Esta chimenea, se construiría entre los niveles 580 y 460 y estaría comunicado a cada nivel mediante un dedo (finger).

Se ha proyectado la construcción del echadero de desmante simultaneamente con la construcción del pique, porque se estima que cuando llegue el echadero al nivel 460, el pique también debe estar en este nivel; para así ya poder iniciar el desarrollo en el nivel 460. Puesto que los trabajos de desarrollo se harán empezando del nivel

superior en este caso será el nivel 460.

4.- CONSTRUCCION DEL PIQUE.-

En la construcción del pique, se considerará una serie de trabajos que se expendrán cronológicamente de acuerdo a su realización y éstos son:

- a.- Preparación de la estación del winche en el nivel 420
- b.- Construcción de la chimenea para instalar poleas
- c.- Construcción del inclinado entre la estación del winche y las poleas.
- d.- Construcción del bolsillo de descarga con doble tolva
- e.- Avance del pique
- f.- Preparación de estaciones de carguío de los skips en los niveles 520 y 600.
- g.- Construcción de las chimeneas adicionales (echaderos de mineral).

a.- Preparación de la estación del winche.-

En la preparación de ésta estación se debe tener en cuenta, que el espacio a abrirse será suficiente para que albergue cómodamente la wincha, el motor y el tablero de los mandos eléctricos del equipo, así como para colocar una pluma para cuando hay que instalar la maquinaria o en caso de reparaciones; además la entrada debe ser amplia ya que por ella transitarán en el futuro los materiales, carros, locomotoras a batería y herramientas; fuera de que se tratará que haya buena visibilidad del winchero hacia el pique.

Teniendo en cuenta todas éstas condiciones se ha proyectado una

estación que tenga un largo de 23 metros entre el pique y la pared posterior de la estación, un ancho de 4.50 metros hacia la entrada y de 8.00 metros hacia el fondo y todo con un alto de 4.50 metros. El techo tendrá la curvatura necesaria para obtener el arco conveniente (Fig. No. 16)

De acuerdo al comportamiento de la roca, tal vez, sea necesario el uso de roof bolts para estabilizar el sostenimiento del techo.

Posterior a la preparación de la estación, se hará la excavación respectiva para el vaciado de la base del winche y el motor, ésta base será de concreto armado.

b.- Construcción de la chimenea para instalar las poleas.-

Esta chimenea será en realidad la continuación superior del pique, con una longitud de 30 metros sobre el nivel 420, debiendo instalarse en su extremo superior dos poleas para el pase de los cables que suspenderán a la jaula y al skip.

Antes de iniciar la chimenea, se armarán los cuadros del nivel 420, para lo que primeramente se colocarán en el piso del nivel 420 cuatro longarinas horizontales y perpendiculares al lado mayor de la sección del pique. Las longarinas estarán distanciadas a 4' en el compartimiento que corresponde a la escalera y a 5' en los otros dos compartimientos restantes que corresponderán a los skips. Sobre cada longarina descansarán dos postes de 8" x 8" x 16', para los que se harán dos "morteros" de 5" x 5" x 1 1/2". Los cuadros se completarán con los sombreros y tirantes con sus espigas respectivas.

Una vez completados los cuadros del nivel 420, se reforzarán con

SECCION LONGITUDINAL

Nº 180

Cia. de Minas Buenaventura S. A.
ESTACION DE WINCHE CON POLEAS Y LAS TOLVAS DE DESCARGA.

PROYECTO PIQUE 221

Escala 1/250

Figura Nº 16

Andrés Alegre A.

PLANO

ESTACION DE WINCHE

WINCHE

Cables

MO

concreto armado tres caras externas, quedando abierta la cara que dá hacia la wincha.

Solo después de éstos trabajos se empezará a disparar y avanzar la chimenea vertical, armando cuadros con postes de 8" x 8" x 5'3" hasta llegar a la estación de descarga del skip, donde se armarán cuadros con postes de 16" y de allí hacia arriba se volverán a cuadros con postes de 5'3".

c.- Construcción del inclinado entre la estación del winche y las poleas.-

El inclinado que comuniqué la estación del winche con la chimenea donde se encuentran las poleas, servirá para el pase de los cables, teniendo una longitud de 25 metros, con una sección de 6" x 8".

d.- Construcción del bolsillo de descarga con doble tolva.-

Habrá que preparar dos tolvas en el crucero 369, lo que en su parte superior tendrán un bolsillo de descarga que se comunicará con la estación de descarga del skip y se le dará una inclinación para facilitar el deslizamiento del mineral.

e.- Avance del pique.-

El nivel 420 tiene una cota de 4,227,218 metros s.n.m. en el lugar donde se debe empezar el pique, mientras que en el túnel Pablo G. Vidalón tiene una cota de 4,075,618 metros s.n.m. en la proyección del pique, existiendo por tanto un desnivel de 151.600 metros, longitud que tendrá el pique entre estos dos niveles; pero a esta longitud se tendrá que considerar 25.00 metros más de pique, para instalar la estación de abtneo a 20.00 metros debajo del nivel 580 (túnel

Pablo G. Vidalón) y 5.00 metros más para el tanque de bombeo. Esto es, que el pique en total tendrá una longitud de 176.60 metros entre el piso del nivel 420 y el piso del tanque de bombeo (Fig. No. 17).

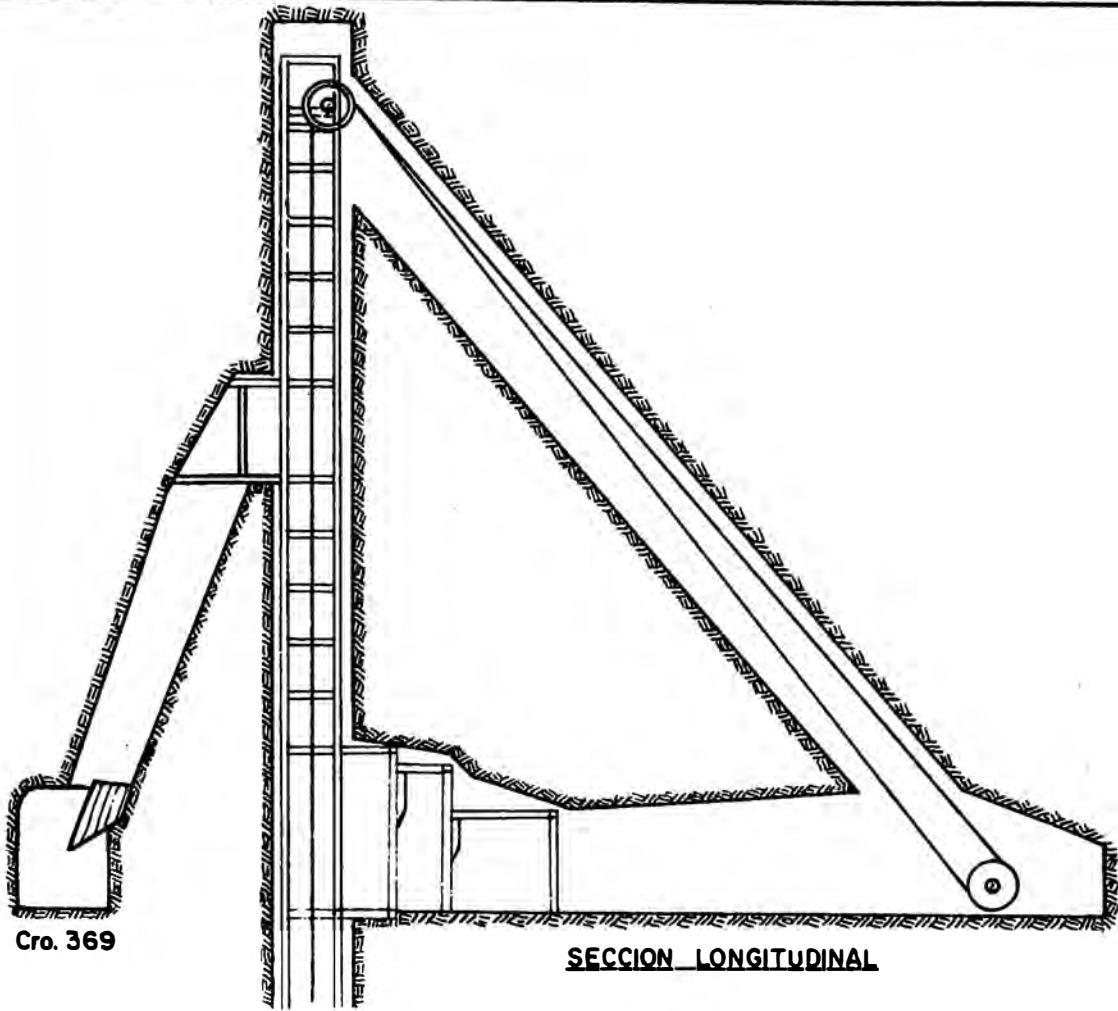
A lo largo del pique se han proyectado tres niveles intermedios, siendo los siguientes:

<u>Nivel</u>	<u>Cota</u>	<u>Desnivel</u>
420	4,227.218 m.	- . -
460	4,191.618	35.60 m.
500	4,152.818	38.80
540	4,114.418	38.40
580	4,075.618	<u>38.80</u>
		151.60 metros

Ya que se dispone de la chimenea piloto con una sección aproximada de 4' x 7' habrá que ampliar esta sección hasta conseguir otra de 8' x 18' para que haya suficiente espacio para el enmaderado del pique.

Las características del pique serán las siguientes: tendrá tres compartimientos, dos de los cuales servirán para la instalación de un sistema de izaje balanceado, compartimientos de sección útil de 5' x 5', mientras que el tercero de 4' x 5' de sección útil servirá para el paso de tuberías de agua, desagüe y aire, conduit para cables de corriente eléctrica y línea telefónica, escaleras y otros servicios auxiliares del pique.

El avance del pique se procederá mediante el desquinche de la chimenea piloto, empezando del nivel 420 y bajando gradualmente a medi-



Cro. 369

SECCION LONGITUDINAL

Cia. de Minas Buenaventura S. A.
 ESTACION DE WINCHE CON POLEAS Y LAS TOLVAS DE DESCARGA.

PROYECTO PIQUE 221

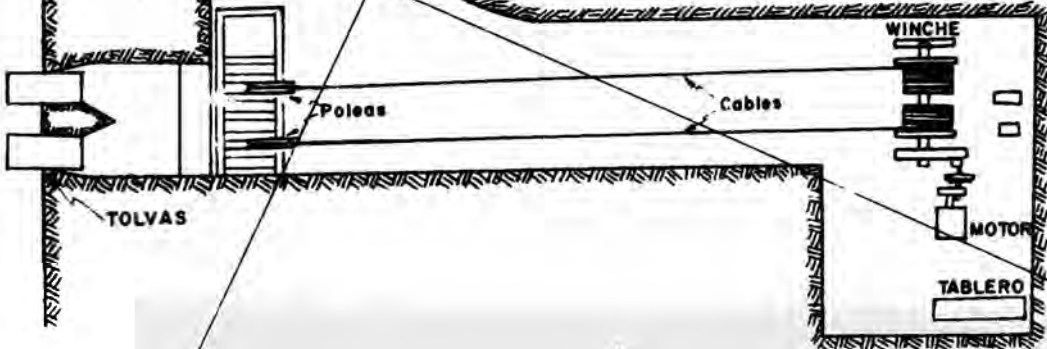
Escala 1/250

Figura N° 16

Andrés Alegre A.

PLANO

ESTACION DE WINCHE



E11620

da que se vayan armando los cuadros colgantes.

Se ha proyectado hacer el avance del pique bajando, por las siguientes razones:

- a.- Ya que si se dispone de una chimenea piloto, el material del desquinche de esta chimenea se precipitará fácilmente hasta el nivel 580 por donde se descargará.
- b.- En el armado de los cuadros colgantes es más fácil alinearlos colgando cuatro plomadas de los cuadros superiores ya existentes.
- c.- A medida que avance el pique, podrá suministrarse los materiales hasta el frente de trabajo haciendo uso de la wincha que ya debe estar instalada en su estación en el nivel 420.
- d.- Teniendo que ingresar las tuberías de aire y agua por el nivel 420, estas tuberías avanzarán con el avance del pique.

La perforación para el desquinche, consistirá en la perforación de taladros de 5° ligeramente paralelos a las caras de la chimenea piloto. Como se tratará de evitar que en la chimenea se atraque la carga producto del disparo, se procederá a la perforación de taladros poco espaciados entre sí (1' a 1½') y se usarán espaciadores entre cartucho y cartucho de dinamita, evitando así la producción de bancas grandes que puedan originar atracamientos en su caída a través de la chimenea.

Todo personal que trabaje en el avance del pique, hará uso obligatorio de su correa de seguridad como medida de precaución a posibles caídas hacia la chimenea.

Cada piso de cuadros tendrá una altura de 5'8", colocándose cada

6 pisos 4 longarinas de pino de 8" x 8" de sección y en la misma vertical de las longarinas que se hayan colocado en el piso del nivel 420; estas piezas de madera descansarán sobre patillas perforadas en la roca y con una longitud mínima de $1\frac{1}{2}$ ' y deben quedar completamente ajustadas contra la roca. Estos soportarán parte del peso de los cuadros de los seis pisos inmediatos encima.

Para la estación en cada nivel se armarán cuadros de 16'5" de altura cuyos costeros serán revestidos con concreto armado.

En definitiva, la madera empleada en la construcción del pique será pino oregón, teniendo las siguientes dimensiones y características para cada piso:

- Dos longarinas de caja o wall plates de 8" x 8" x 18' con cuatro destajes cabeza de toro en el lado interior, ocho destajes rectos (cuatro superiores y cuatro inferiores) y cuatro huecos de 1" de diámetro.

En los destajes cabeza de toro se acoplarán dos end plates (en los destajes extremos) y dos divisores (en los destajes internos), en los destajes rectos entrarán la espiga de los postes y en los huecos entrarán los ganchos de fierro de ajuste de los wall plates de piso a piso.

- Dos topes o end plates de 8" x 8" x 5'3" con espiga de cabeza de toro en los extremos.
- Dos divisores o divisores de 8" x 8" x 5'3" con espiga de cabeza de toro en los extremos.

= Ocho postes de 8" x 8" x 5'3" con espiga resta en los extremos.

Estas características y detalles de los ensambles, destajes y espigas de los diferentes elementos de los cuadros del pique, se pueden apreciar en el plano adjunto (Fig. No. 18).

El armado de cada piso se hará de la siguiente manera: una vez que se haya conseguido el espacio requerido, se bajarán primero los dos wall plates, los que quedarán suspendidos por medio de los ganchos de ajuste de los cuadros del piso inmediato superior; luego se colocarán los end plates y dividers, ajustandolos contra los wall plates por medio de blocks de madera, que se colocarán entre el lado externo de estos wall plates y la roca adyacente; seguidamente se colocarán los postes, los que se ajustarán contra los wall plates respectivos (superior e inferior) ajustando las tuercas de los ganchos de fierro. Armado así los cuadros del piso, se procederá al ajuste definitivo mediante cuñas aplicadas entre los extremos de los blocks de madera y la roca según como nos indiquen las plomadas (cuatro) suspendidas de los pisos superiores, chequeando la verticalidad de los postes y la horizontalidad de los wall plates, end plates y dividers con un nivel de carpintero; fuera de esto todos los ángulos deben ser rectos, los que se corregirán mediante el uso de una escueta.

En vista que la roca es relativamente suave, se tendrá que enrrajar los cuatro lados extremos del piso conseguido con tablas de eucalipto de 2" x 8" x 10", rellenando el espacio entre estas tablas y la roca con redondos de eucalipto que se ajustarán con cuñas de me-

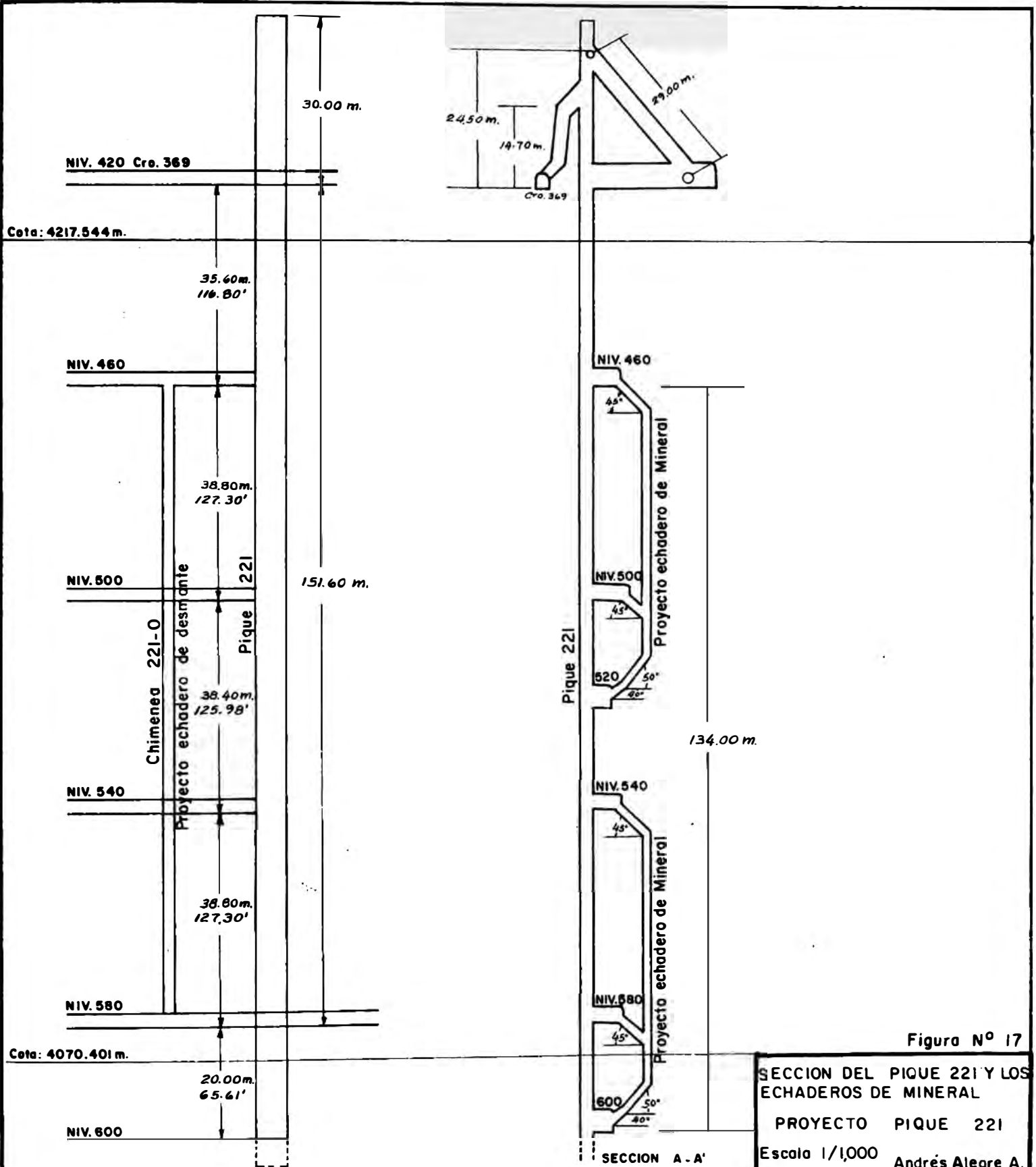
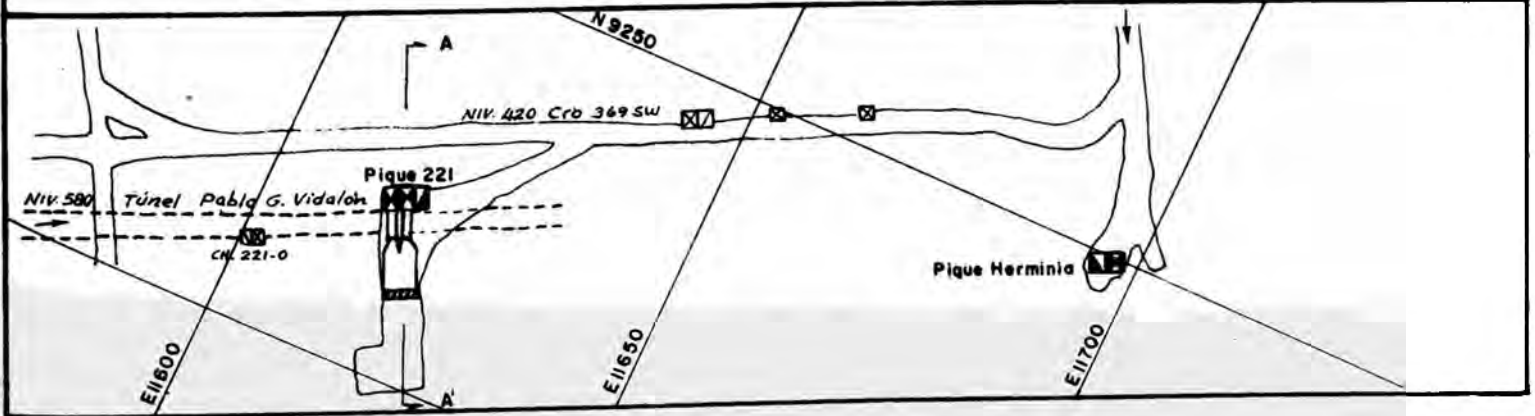


Figura N° 17

SECCION DEL PIQUE 221 Y LOS
 ECHADEROS DE MINERAL
 PROYECTO PIQUE 221
 Escala 1/1,000 Andrés Alegre A.



dera.

En el compartimiento cuya sección útil es de 4' x 5', esto es, en el que se debe colocar las escaleras, se limitará con el compartimiento adyacente mediante un enrejado con tablas de 2" x 8" x 10' clavadas verticalmente para evitar que el personal que transite por las escaleras vaya caer al vacío.

Los descansos para las escaleras, se colocarán cada dos pisos y estarán constituidos por listones de madera de 2" x 3" de sección, distribuidos todos ellos paralelos, cuya distancia máxima, entre una y otra deberá ser de 2" y descansarán sobre tres listones transversales equidistantes.

El extremo inferior de la escalera sentará sobre el descanso, dándole una inclinación determinada y el extremo superior sobre pasará el descanso superior por lo menos tres peldaños para la facilidad en el desplazamiento del personal.

La escalera se fabricará de dos listones de pino de 2" x 3" x 16', en los que se practicarán los destajes respectivos para que entren los extremos de los peldaños que deben ser listones de 1 1/4" x 2" x 16".

En los dos compartimientos de sección útil de 5' x 5', se instalarán en total cuatro guías de listones de pino de 4" x 6" x 16', estos se ensamblarán por sus extremos mediante pernos cuidando que la cabeza de éstos no sobresalgan de la superficie externa de la guía y así evitar el rozamiento de las abrazaderas de los skips con la cabeza de los pernos en el deslizamiento sobre las guías.

Cálculo de los ganchos o pernos para colgar los cuadros del pique

Pies cuadrados efectivos de madera para piso:

$$2 \text{ wall plates de } 8'' \times 8'' \times 18' = 8'' \times 8'' \times 36'$$

$$2 \text{ end plates de } 8'' \times 8'' \times 5' = 8'' \times 8'' \times 10'$$

$$2 \text{ dividers de } 8'' \times 8'' \times 5' = 8'' \times 8'' \times 10'$$

$$\underline{8 \text{ postes de } 8'' \times 8'' \times 5' = 8'' \times 8'' \times 40'}$$

$$\text{T O T A L :} \quad \quad \quad = 8'' \times 8'' \times 96'$$

Pies cuadrados:

$$\frac{8 \times 8}{12} \times 96 = 512 \text{ pies cuadrados}$$

Peso de cada piso:

$$512 \text{ piés}^2 \times 1.5 \text{ Kg/pié}^2 = 768 \text{ Kilogramos}$$

Estando las longarinas de anclaje colocados cada 6 pisos, el peso total por soportar en el primer piso es = $768 \times 6 = 4,608$ Kilos.

luego el peso que soportará cada uno de los ganchos en el primer piso, será de $4,608 : 4 = 1,152$ Kgs.

El caso anterior es la condición extrema, pues, cada perno del último piso solo soportará, $768 : 4 = 192$ Kgs.

Los ganchos que se emplearán en el pique, se harán de fierro redondo lizo, material al que se le ha considerado un esfuerzo admisible a la tracción de $1,000 \text{ Kg/cm}^2$

$$1,152 : 1,000 = 1.152 \text{ cm}^2$$

$$P_1 \times r^2 = 1.152 \text{ cm}^2$$

$$r^2 = \frac{1.152}{P_1} = 0.367$$

$$r = 0.60 \text{ cm}$$

$$d = 1.20 \text{ cm} = 0.50 \text{ pulgada.}$$

En base al esfuerzo admisible se ha admitido como diámetro mínimo para los pernos, 1.20 cms. ó 0.5 pulgadas. Pero a esto habría que considerar el rebaje que sufre el perno al hacer los hilos de la roca respectiva; tomando en cuenta esta consideración se han escogido varillas de $7/8$ " de diámetro, obteniendo así también un amplio margen de seguridad.

f.- Preparación de las estaciones de carguío para los skips en los niveles 520 y 600.-

Se construirán dos estaciones de carguío para los skips, estaciones que estarán ubicadas una en el nivel 520 y otra en el nivel 600 (Fig. No. 19).

En la estación del 520 se almacenará el mineral que procede de los niveles 460 y 500.

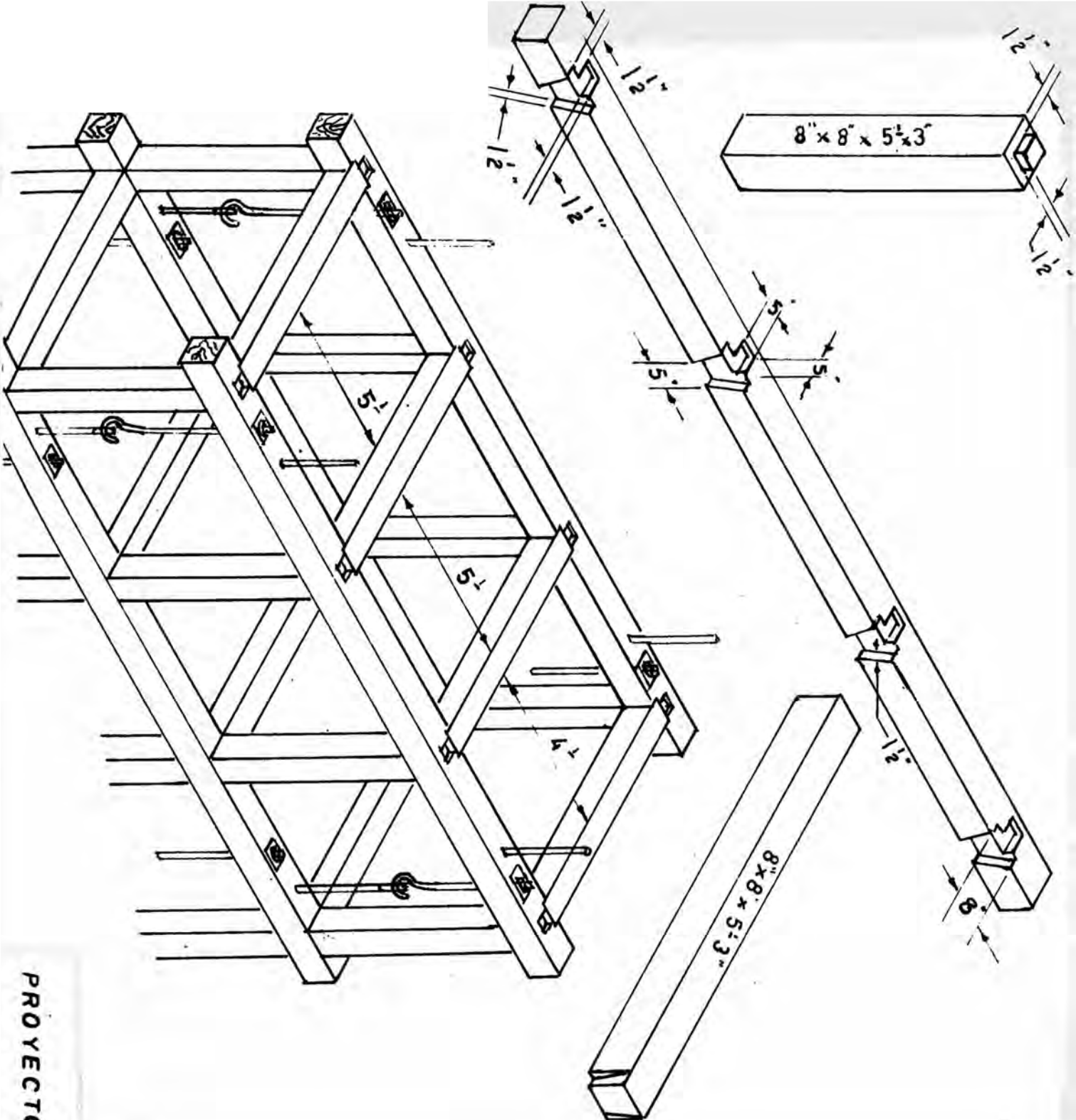
En la estación del nivel 600 se almacenará el mineral que viene de los niveles 540 y 580.

Ambas estaciones constarán de dos tolvas metálicas con compuertas accionadas por pistones neumáticos para cargar a los skips (Figs. 20 y 21).

g.- Construcción de chimeneas adicionales (echaderos de mineral).-

Las estaciones de carguío estarán unidas a los respectivos niveles de donde almacenarán el mineral, mediante una chimenea o echadero de mineral.

Este echadero de mineral estará formado por dos tramos de chimenea, uno que comunique los niveles 520, 500 y 460 y el otro que comunique los niveles 600, 580 y 540.



MINA HERMINIA
 PROYECTO DE CUADROS PARA P/

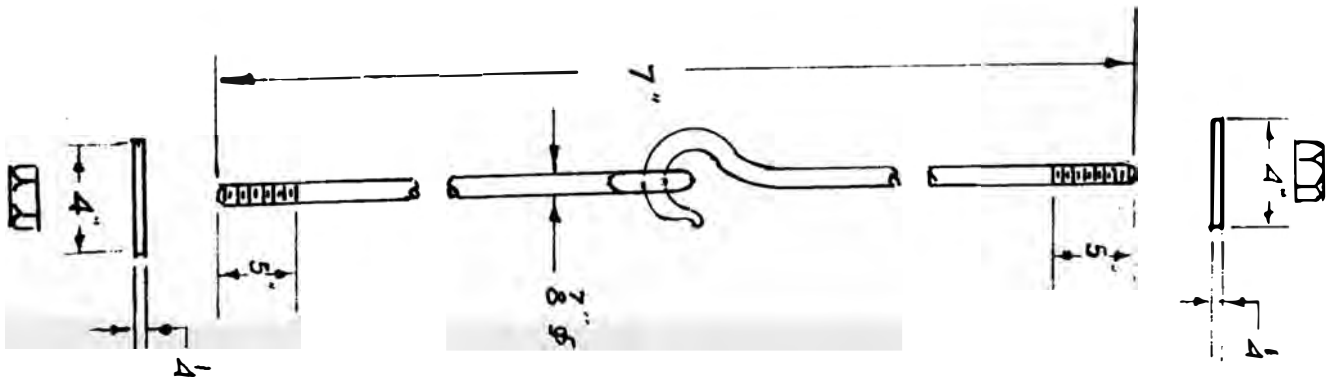
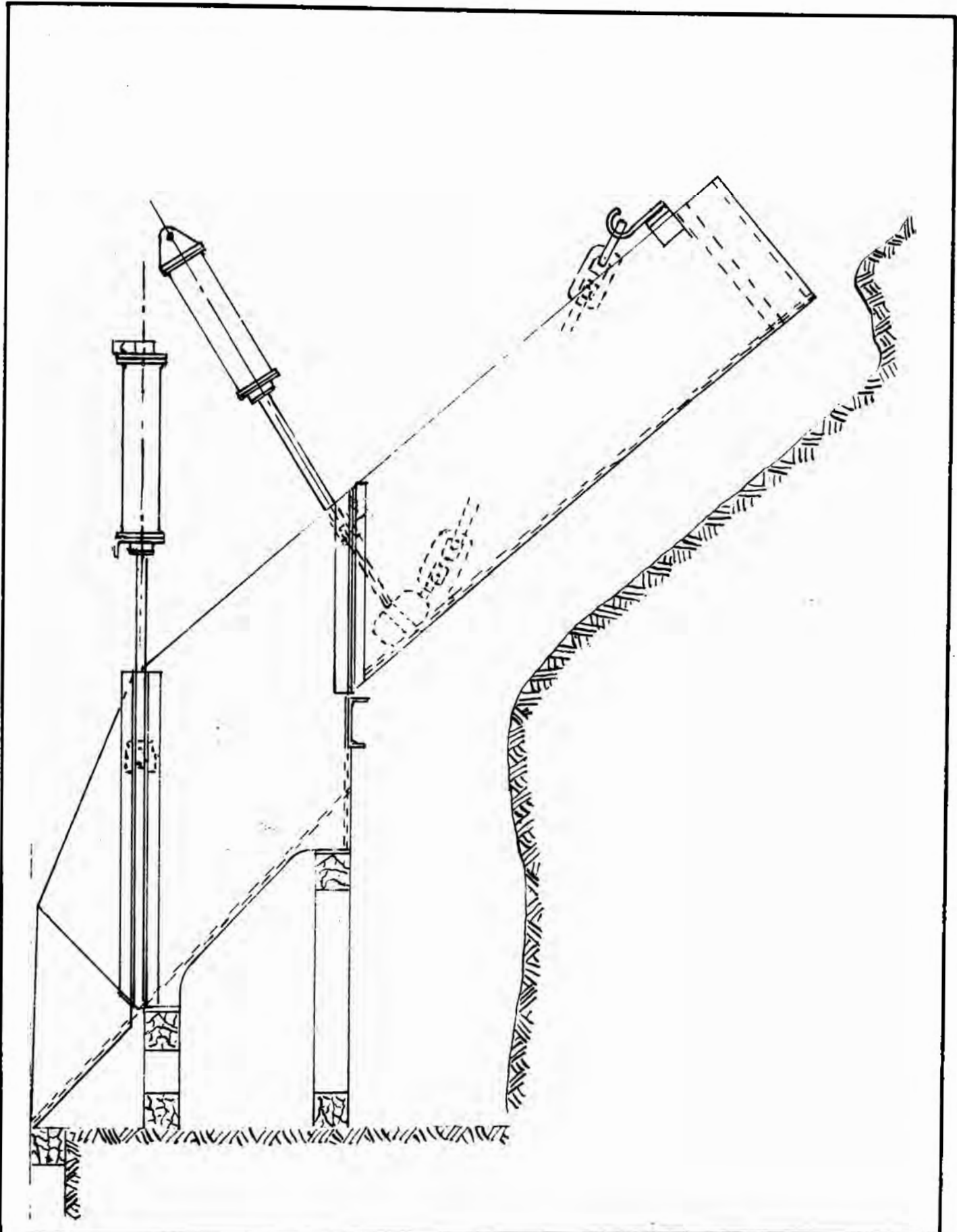


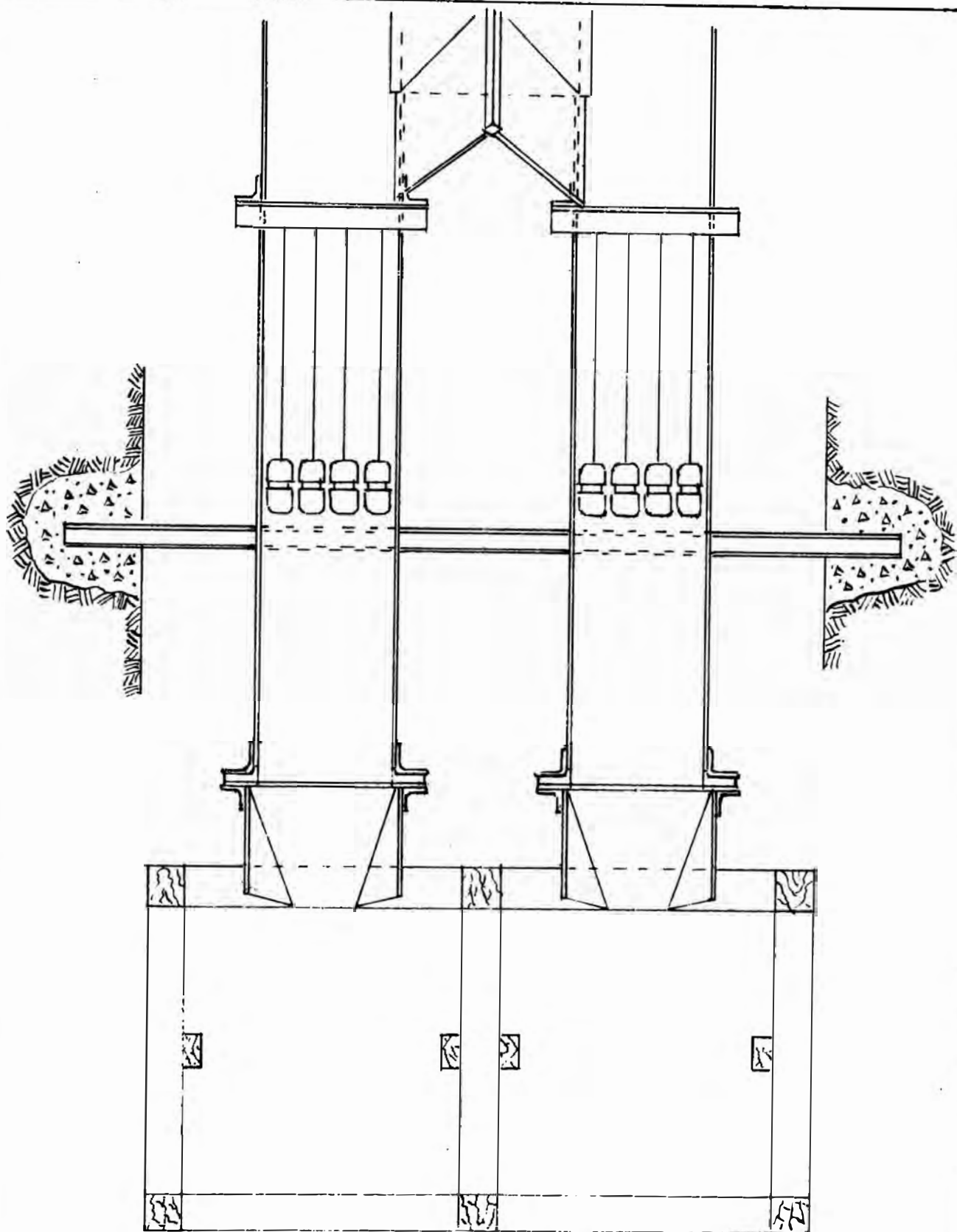
Figura Nº 18



VISTA LATERAL DE LOS SHUTES

PROYECTO PIQUE 221

Escala 3/8"=1'-0"



VISTA HORIZONTAL DE LOS SHUTES

PROYECTO PIQUE 221

Escola 3/8" = 1'-0"

Andrés Alegre A.

Figura Nº 21

El echadero tendrá una entrada a cada nivel mediante unos dedos (finger).

Considerando la suavidad de la roca, se hará necesario el revestimiento de concreto y rieles a toda la chimenea y a los dedos respectivos, para así proteger las paredes del desgaste por el continuo pase del mineral a través del echadero.

5.- CALCULO DEL SISTEMA DE IZAMIENTO.-

a.- Condiciones a considerar.-

Si se considera, que toda la producción de Herminia proviene en la actualidad de los niveles superiores al 420; habrá que pensar en un futuro no muy lejano el foco actual de producción sea sustituido por zonas situadas en los niveles 420 a 580. Además con el proyecto de ampliación de la Planta Concentradora a una capacidad de 600 toneladas diarias, habrá que asignarle a Herminia una producción diaria de 600 toneladas, considerando el peor de los casos, esto es, si Mimosa no contribuyera con la producción.

Teniendo en cuenta estos fundamentos y la posibilidad de que se tenga que extraer todo el volumen del mineral por el pique 221, se ha considerado la instalación de un sistema de izamiento balanceado con skips, para la extracción de las 600 toneladas cortas de mineral en 8 horas efectivas de trabajo.

A continuación se tomará en cuenta las longitudes que se usarán para ver cual tiene que ser la longitud del cable a utilizar

<u>Longitud del cable:</u>	<u>Metros</u>	<u>Pies</u>
Profundidad del pique	171.60	562.99

Hasta el subnivel de extracción	14.70	48.23
Hasta la polea	9.80	32.15
Hasta el tambor de la wincha	<u>29.00</u>	<u>95.14</u>
	225.10 mts	738.51'

A la longitud anterior hay que añadirle 180 pies mas de cable, para el amarre de los skips, cortes, etc. a mas de las cinco vueltas de enrollado que deben quedar como mínimo en el tambor. Estas dos últimas longitudes se añaden solo para el efecto de los cálculos, pero el fabricante posteriormente puede modificar al momento de enviar el pedido y también según el tipo de cable.

b.- Cálculo de la capacidad del Skip.-

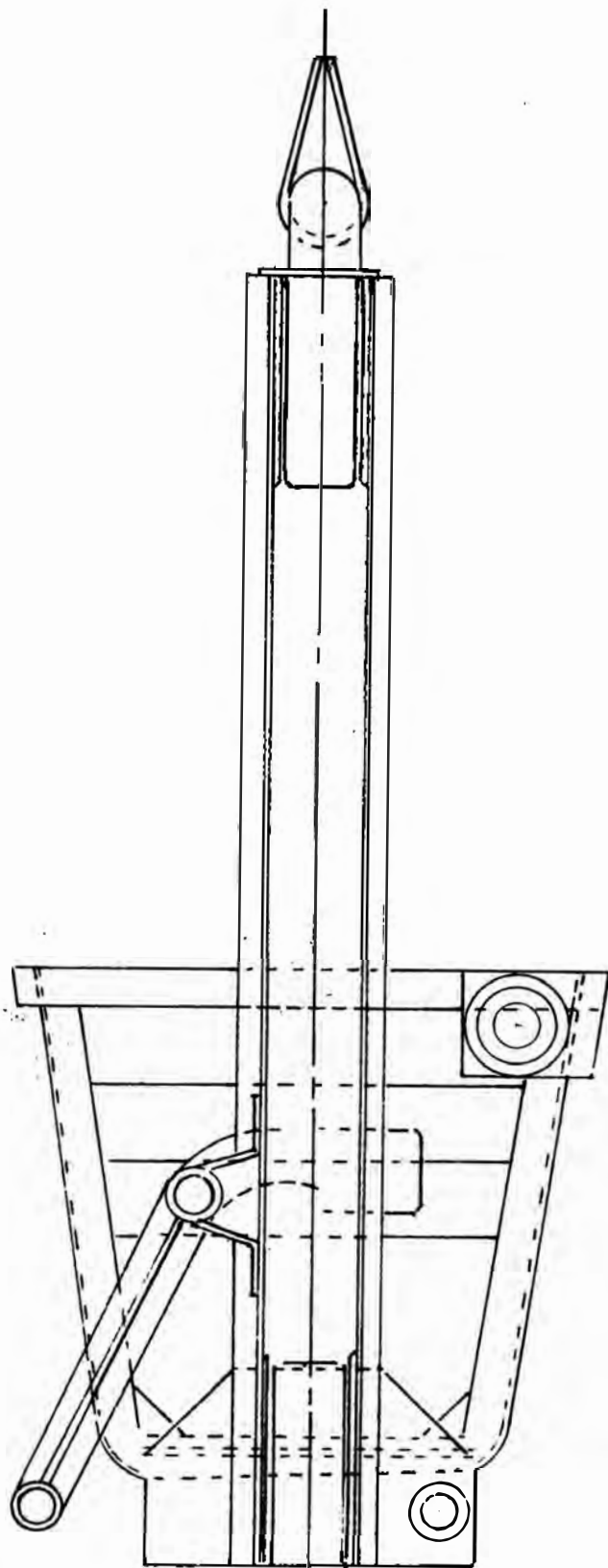
En las figuras 22, 23 y 24 se pueden apreciar tres vistas del Skip que será usado en el izaje.

Los datos que se dispone son:

Elevación total de trabajo	611.22 pies
Tonelaje a izar por día	600 T.C./día
Tiempo efectivo de trabajo	8 horas
Asumiendo tiempo de aceleración = t_a	10 segs.
Asumiendo tiempo de desaceleración = t_d	5 segs.
Asumiendo tiempo muerto, carga descarga = t_m	20 segs.

Tomando sucesivos valores para la capacidad del skip, se obtienen diferentes valores para el tiempo total del ciclo de izamiento, en base a lo cual también se obtiene diferentes valores para velocidad de los skips de acuerdo a su respectiva capacidad.

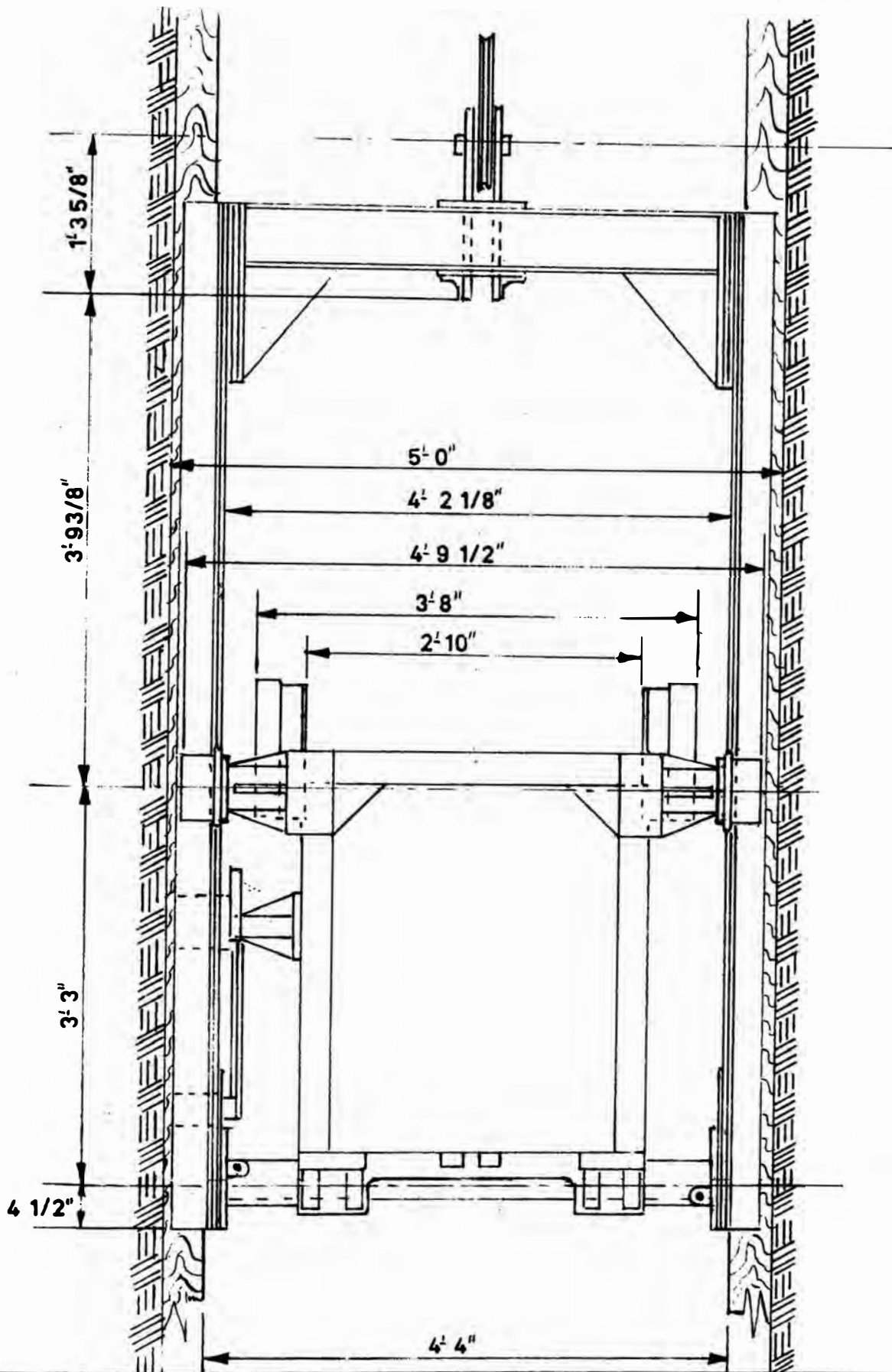
Las formulas a utilizar son las siguientes:



VISTA LATERAL DEL SKIP

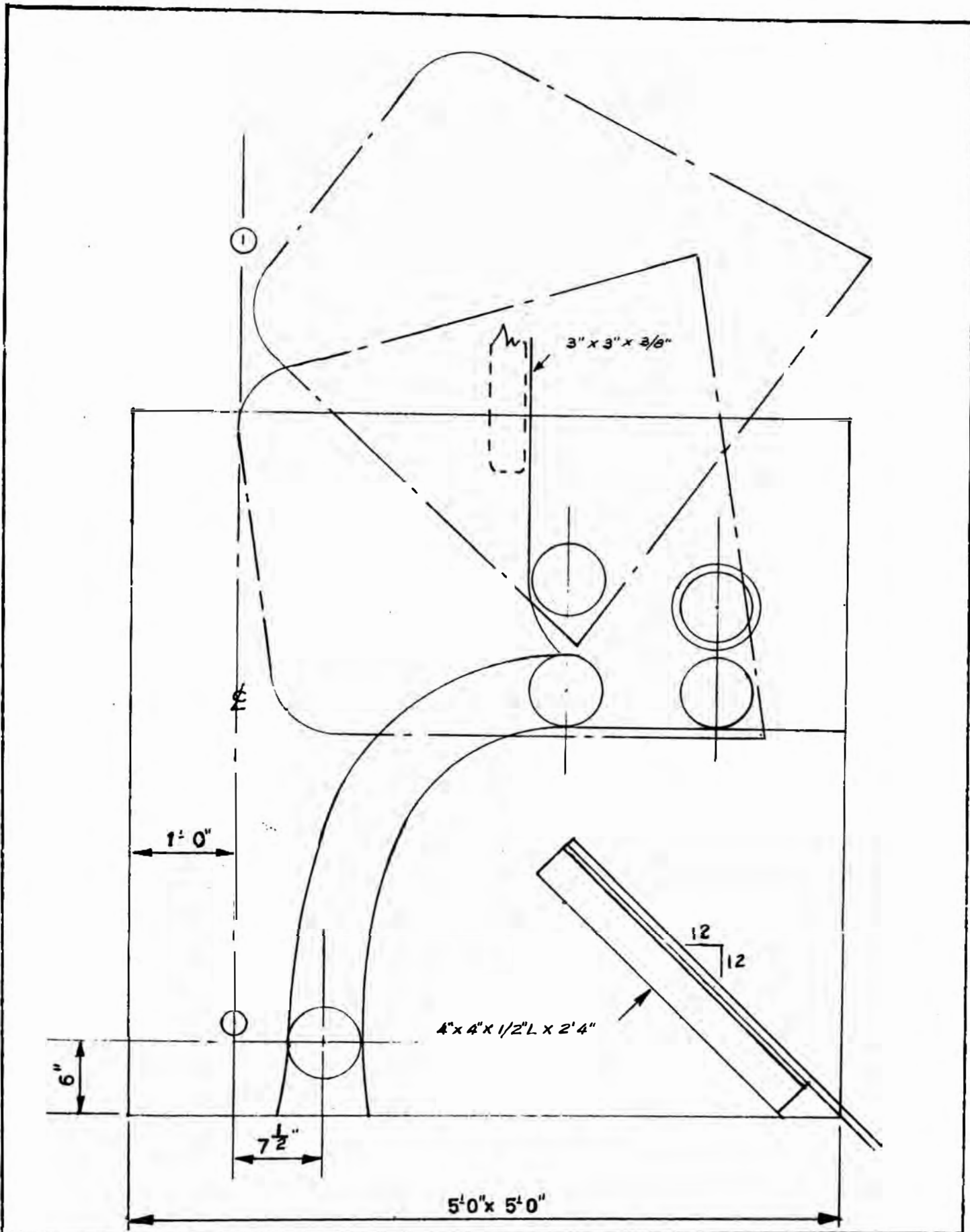
PROYECTO PIQUE 221

Escala 1'-0"=1"



VISTA FRONTAL DEL SKIP
 PROYECTO PIQUE 221

Escala 3/4"=1'0"



VOLTEADOR DEL SKIP PARA DESCARGAR

PROYECTO PIQUE 221

Escola 1" = 1'0"

$$N = \frac{T/\text{día}}{\text{hr.} \times T/\text{skip}} \quad (1)$$

$$t_T = 3,600/N \quad (2)$$

$$t_v = t_T - (t_a + t_d + t_m) \quad (3)$$

$$V = \frac{B}{t_a/2 + t_v + t_d/2} = \frac{B}{T - (t_a/2 + t_d/2)} \quad (4)$$

Formulas en las que:

N = Número de viajes del skip por hora

hr = Tiempo Neto de trabajo

T = Tiempo de izamiento = $t_r - t_m$

t_T = Tiempo total del ciclo de izamiento

t_m = Tiempo muerto en carga y descarga del skip

t_v = Tiempo a velocidad uniforme (velocidad plena)

Usando valores sucesivos para la capacidad de los skips y empleando las cuatro formulas anteriores, se han obtenido los resultados que figuran en la tabla siguiente (Cuadro No. 5); resultados que permiten seleccionar el skip de la capacidad adecuada para una velocidad recomendable a la profundidad del pique.

CUADRO No. 5

T/día	hr.	T/skip	N	t_T	t_v	<u>VELOCIDAD</u>	
						ft/seg	ft/seg
600	8	1.0	75.0	48.0	13.0	29.8	1,788
600	8	1.5	50.0	72.0	37.0	13.7	822
600	8	2.0	37.5	96.0	61.0	8.9	534
600	8	2.5	30.0	120.0	85.0	6.6	396
600	8	3.0	25.0	144.0	109.0	5.3	318

A continuación se transcribe un cuadro, donde se pueden apreciar los valores permisibles en función de la profundidad del pique (cuadro No. 6).

CUADRO No. 6

Profundidad	500'	500'/1,000'	1,000'/2,000'	2,000'/3,000'	3,000'
Factor de seguridad estático	8	7	6	5	4.75
Velocidad en pies por minuto	600/500	600/1,200	900/1,800	1,200/2,400	1.500
Tiempo de aceleración en segs.	5/10	8/12	10/15	12/20	12/20
Tiempo de desaceleración en segs.	50/100 % del Tiempo de aceleración				
Aceleración en pies por seg.	1 a 3	1 a 3	1 a 3.5	1 a 4	1.5 a 5

De acuerdo a las dos tablas anteriores, conviene escoger un skip de 1.5 toneladas de capacidad y cuya velocidad es permisible para la profundidad del pique.

o.- Cálculo del cable a usar.-

Los cálculos han sido hechos en base al catálogo del Departamento de comercio de los Estados Unidos de América. Cuadro No. 7, que especifica para el cable de alambre clasificación 6 x 19 con alma de fibra.

Considerando que este cable va estar sometido a un trabajo peregrino de izaje, es necesario que se escoja un cable de alta calidad, esto es, de acero de calidad superior para arado:

Peso muerto que tiene que soportar el cable:

Mineral	3,000 lbs
Peso estimado del skip	<u>2,000</u> "
T O T A L :	5,000 "

Son 5,000 lbs a más del peso propio del cable. Tomando varios valores para el diámetro del cable se obtiene el cuadro No. 8.

Cuadro No. 7 Cable de alambre clasificación 6x19 con alma de fibra

Diámetro	Peso	Resistencia a la Ruptura		
		Acero de calidad superior para arado	Acero para Arado	Acero dulce para arado
Pulgadas	Lb/plé	T. C.	T. C.	T. C.
1/4	0.10	2.74	2.39	2.07
5/16	0.16	4.26	3.71	3.22
3/8	0.23	6.10	5.31	4.62
7/16	0.31	8.27	7.19	6.25
1/2	0.40	10.7	9.35	8.13
9/16	0.51	13.5	11.8	10.2
5/8	0.63	16.7	14.5	12.6
3/4	0.90	23.8	20.7	18.0
7/8	1.23	32.2	28.0	24.3
1	1.60	41.8	36.4	31.6
1 1/8	2.03	52.6	45.7	39.8
1 1/4	2.50	64.6	56.2	48.8
1 1/2	3.60	92.0	80.0	69.6
1 5/8	4.23	107.0	93.4	81.2
1 3/4	4.90	124.0	108.0	93.6
1 7/8	5.63	141.0	123.0	107.0
2	6.40	160.0	139.0	121.0
2 1/8	7.23	179.0	156.0	--
2 1/4	8.10	200.0	174.0	--
2 1/2	10.00	244.0	212.0	--
2 3/4	12.10	292.0	254.0	--

CUADRO No. 8

Cable	Long. Pie's	Peso lb/ft	Cable lbs	Peso Muerto	Total Lbs	Total T.C.	Resist. Rotura	F.de S. Estat.
1/2	643.4	0.40	257.4	5,000	5,257.4	2.63	10.7	4.1
9/16	643.4	0.51	378.1	5,000	5,328.1	2.66	13.5	5.1
5/8	643.4	0.63	405.3	5,000	5,405.3	2.70	16.7	6.2
3/4	643.4	0.90	579.0	5,000	5,579.0	2.79	23.8	8.5
7/8	643.4	1.23	791.4	5,000	5,791.4	2.90	32.2	11.1
1	643.4	1.60	1,029.4	5,000	6,029.4	3.01	41.8	13.9
1 1/8	643.4	2.03	1,306.1	5,000	6,306.1	3.15	52.6	16.7
1 1/4	643.4	2.50	1,608.5	5,000	6,608.5	3.30	64.6	19.6

De acuerdo al factor de seguridad estático de los diferentes diámetros de cables, se ha escogido el cable de 3/4", cuyo factor de seguridad estático es 8.5, siendo el mínimo factor de seguridad estático aceptable para profundidades de 500' a 1,000' de 7.0.

d.- Cálculo del Winche.-

Se tratará de determinar las dimensiones del tambor, esto es, el diámetro y la longitud.

El fabricante recomienda una relación mínima de:

$$D = 45 d$$

Donde: D = Diámetro del tambor

d = Diámetro del cable

Dejando un margen a ésta relación mínima, se ha considerado:

$$D = 60 d$$

$$D = 60 \times 3/4" = 45" = 3.75 \text{ piés}$$

Para determinar la longitud del tambor se harán los siguientes cálculos:

Cable por enrollar.-

Longitud hasta el subnivel de extracción . . . 611.22 piés

Longitud para empalmes y amarres . . . 180.00 " .

791.22 piés

Se tiene 791.22 piés más las cinco vueltas de cable que debe quedar en el tambor.

Possible número de vueltas en el tambor:

$$\frac{791.22}{3.75} + 5 \text{ vueltas} = 67 + 5 \text{ vueltas} = 72 \text{ vueltas}$$

Si se consideran dos hiladas de cable en el tambor se tendrá:

$$\frac{72}{2} \times \frac{3}{4} = 27"$$

Por aproximación se tomará 30" = 2.5 piés

Las dimensiones del tambor serán:

Diámetro . . . : 45" = 3.75 piés

Longitud de cara : 30" = 2.5 piés

e.- Cálculo del Angulo de Fleet o de variación.-

Se dispone de los siguientes datos:

Distancia del eje de la polea al eje del tambor = 95.14 piés

Longitud de la cara del tambor del winche = 2.5 piés

Considerando como θ al ángulo de fleet se tendrá

$$\text{tangente } \theta = \frac{2.5}{2} : 95.14 = 1.25 : 95.14 = 0.013138$$

$$\text{Arco tangente } 0.013138 = 0^{\circ}40'$$

El ángulo obtenido satisface ampliamente a la condición que establece, que el ángulo fleet debe alcanzar como valor máximo de $1^{\circ}30'$.

f.- Procedimiento del cálculo.-

1.- Viajes por hora = N

$$N = \frac{\text{toneladas/día}}{\text{Horas ef.} \times T/\text{viaje}} = \frac{600}{8 \times 1.5} = 50 \text{ viajes/hora}$$

2.- Tiempo total por viaje (ciclo completo) = t_T

$$t_T = \frac{3,600 \text{ seg/hora}}{50 \text{ viajes/hora}} = 72 \text{ seg/viaje}$$

3.- Tiempo a velocidad uniforme = t_v

$$T = \text{Tiempo de izamiento} = t_T - t_a = 72 - 20 = 52 \text{ seg.}$$

$$t_v = t_T - (t_a + t_d + t_a) = 72 - 35 = 37 \text{ segundos}$$

4.- Velocidad plena o velocidad máxima en pies/seg = V

$$V = \frac{K}{t_a/2 + t_v + t_d/2} = \frac{K}{T - (t_a/2 + t_d/2)} = \frac{611.22}{52 - (10/2 + 5/2)}$$

$$V = 13.7 \text{ piés/seg} = 822 \text{ piés/minute}$$

5.- Aceleración = a y Retardación = d

$$a = V/t_a = 13.7/10 = 1.37 \text{ piés/seg}^2$$

$$d = V/t_d = 13.7/5 = 2.74 \text{ piés/seg}^2$$

g.- Factor de Seguridad efectivo o dinámico F.S.D.-

En la práctica, este factor se determina por la suma de tres cantidades que son las siguientes:

1.- Cargas = W.- En este caso se consideraran el peso del skip, del mineral y de la jaula.

$$2.- \text{Aceleración} = \frac{W \cdot X \cdot a}{g}$$

3.- Flexión.- que se considera el esfuerzo adicional interno que sufre al doblarse sobre la polea.

El valor de la flexión se calcula mediante una fórmula práctica y utilizada para cable de 6 x 19:

$$\text{Flexión} = \frac{288,000 \cdot d^3}{D}$$

Sumando el valor de estas tres cantidades se tendrá:

$$f = W + \frac{W \cdot X \cdot a}{g} + \frac{288,000 \cdot d^3}{D} \quad (1)$$

En esta fórmula se tiene:

W = Peso del mineral + peso del scip + peso del cable

D = Diámetro del tambor del winche dado en pulgadas

d = Diámetro del cable dado en pulgadas

Reemplazando valores en la fórmula (1) se tiene:

$$f = 5,579 + \frac{5,579 \cdot 1.37}{32.2} + \frac{288,000 \cdot (3/4)^3}{45} = 5,579 + 237.4 + 2,700$$

$$f = 8,516.4 \text{ Lbs} = 4.26 \text{ T.C.}$$

Siendo la resistencia a la rotura del cable de 3/4" 23.8 T.C., se tiene:

$$\text{F.S.D.} = \frac{23.8}{4.26} = 5.59$$

El factor de seguridad obtenido que es de 5.59 es el factor con el que efectivamente trabaja el cable y que está muy por encima del valor mínimo permisible y que se fija en 3.5.

h.- Cálculo del peso de cada tambor.-

El peso del tambor de la wincha, se obtiene usando la fórmula empírica:

$$WT = 200 A$$

Siendo A el área de la superficie del tambor en pies²

Reemplazando valores se tiene:

$$WT = 200 \times \pi \times 3.75 \times 2.5 = 5,890 \text{ Lbs.}$$

1.- Peso de los Engranajes.-

El peso de los engranajes se considera el 10% del peso del tambor

$$WE = 10\% \text{ de } 5,890 = 589 \text{ lbs.}$$

Revolución en el tambor

Revoluciones por segundo y a máxima velocidad

$$V : \pi \times D = 13.7 : 3.75 \times \pi = 1.163 \text{ R.P.S.}$$

$$V = 69.8 \text{ R.P.M.}$$

Vueltas acelerando:

$$\text{R.P.M.} \times t_a : 2 = 1.163 \times 10 : 2 = 5.815 \text{ vueltas}$$

Vueltas desacelerando:

$$\text{R.P.M.} \times t_d : 2 = 1.163 \times 5 : 2 = 2.908 \text{ vueltas}$$

Vueltas a velocidad constante

$$\text{R.P.S.} \times t_v = 1.163 \times 37.0 = 43.031 \text{ vueltas}$$

La longitud total del cable que debe ser enrollado durante el izamiento hasta el subnivel de extracción es de 611.22 pies

La comprobación será:

Cable desarrollado en la aceleración:

$$5.815 \times \pi \times D = 5.815 \times 11.781 = 68.51$$

Cable desarrollado en la desaceleración:

$$2.908 \times \pi \times D = 2.908 \times 11.781 = 34.26$$

Cable desarrollado en la velocidad constante:

$$43.031 \times \pi \times D = 43.031 \times 11.781 = \underline{508.45}$$

611.22 pies

j.- Cálculo de Momentos.-

Considerando las cargas existentes:

Peso del mineral = 3,000 Lbs

Peso del skip = 2,000 Lbs

5,000 Lbs

Se sabe que el peso del cable de $3/4"$ y 6 x 19 es de 0.90 Lbs/pie y el diámetro del tambor es de 3.75 pies.

Momentos - carga que sube

0	vueltas	5,000 lbs x 1.875 pies = 9,375 pie-lb.
5.815	"	5,000 " x 1.875 pies = 9,375 " "
48.846	"	5,000 " x 1.875 pies = 9,375 " "
51.754	"	5,000 " x 1.875 pies = 9,375 " "

Momentos - Cable que sube

0	vueltas	611.22 pies x 0.90 lbs/pie x 1.875 pies = 1,031.4 pie-lb
5.815	"	542.71 " x 0.90 " x 1.875 " = 915.8 " "
48.846	"	34.26 " x 0.90 " x 1.875 " = 57.8 " "
51.754	"	0 " x 0.90 " x 1.875 " = 0 " "

Momentos - Carga que baja

0	vueltas	2,000 lbs x 1.875 pies = 3,750 pie-lb
5.815	"	2,000 " x 1.875 " = 3,750 " "
48.846	"	2,000 " x 1.875 " = 3,750 " "
51.754	"	2,000 " x 1.875 " = 3,750 " "

Momentos - Cable que baja

0	vueltas	0	pies	0.90 lb/pie x 1.875 pies =	0	pie/lb
5.815	"	68.51	"	0.90 " x 1.875 " =	115.6	" "
48.846	"	576.96	"	0.90 " x 1.875 " =	973.6	" "
51.754	"	611.22	"	0.90 " x 1.875 " =	1,021.4	" "

MOMENTOS TOTALES

A.- De la carga que sube

Vueltas	0	5.815	48.846	51.754
Carga	9,375	9,375	9,375	9,375
Cable	1,031.4	915.8	37.8	0
TOTAL:	10,406.4	10,290.8	9,432.8	9,375

B.- De la carga que baja

Vueltas	0	5.815	48.846	51.754
Carga	3,750	3,750	3,750	3,750
Cable	0	115.6	973.6	1,031.4
TOTAL:	3,750	3,865.6	4,723.6	4,781.4

MOMENTOS NETOS

Momentos de Subida - Momentos de Bajada

0	vueltas	6,656.4	pie/lb
5.815	"	6,425.2	"
48.846	"	4,709.2	"
51.754	"	4,593.6	"

Cálculo del Momento de fricción: M_f

Para el cálculo del momento de fricción se tiene la siguiente fórmula:

$$M_f = \frac{M + M_m}{2 \text{ eff}} - M_0$$

Donde se tiene los siguientes valores:

$$M_M = \text{Momento neto máximo} = 6,656.4 \text{ pie-lb}$$

$$M_m = \text{Momento neto mínimo} = 4,593.6 \text{ " "}$$

$$M_o = \text{Momento de la carga neta (Mineral)} = 3,000 \text{ lb.}$$

$$\text{eff} = \text{Eficiencia} = 0.8$$

Reemplazando estos valores en la fórmula se tiene:

$$M_f = \frac{6,656.4 + 4,593.6}{2 \times 0.8} - 3,000 \times 1.875$$

$$M_f = \frac{11,250}{1.6} - 5,625 = 7,031 - 5,625 = 1,406$$

$$\text{Momento de fricción} = 1,406 \text{ pie-lb.}$$

Cálculo de los momentos de aceleración y retardación.-

Las masas que serán sometidas a aceleración estarán compuestas por los elementos de movimiento y por las piezas en rotación. Estando entre los primeros, los cables, skips y mineral y entre los segundos, las poleas, tambores y engranajes.

Antes habrá que calcular el peso total del cable, para esto se tiene:

$$\text{Longitud del cable hasta el eje del tambor} = 738.51 \text{ pies}$$

$$\text{Exceso para empalmes, amarres y otros} = 180.00 \text{ "}$$

$$\text{Cinco vueltas mas en el tambor} = 5 \times \pi \times 3.75 = \underline{58.91 \text{ "}}$$

$$977.42 \text{ pies}$$

Esta longitud se tiene que duplicar, ya que se debe considerar que existen dos tambores que funcionan en un sistema de izamiento balanceado, por consiguiente el peso total del cable será:

$$977.42 \text{ pies} \times 2 \times 0.90 \text{ lb/pie} = 1,759 \text{ lbs.}$$

Las cargas que estarán sometidas a aceleración o retardación serán:

Dos skips a 2,000 lbs cada uno	=	4,000 lbs
Peso del mineral	=	3,000 "
Peso del cable	=	1,759 "
Dos tambores de 5,890 lbs cada uno	=	11,780 "
Peso de los engranajes	=	589 "
Dos poleas a 1,125 lbs cada una	=	<u>2,250 "</u>
		23,378 lbs

Además se dispone de los siguientes datos

Velocidad plena, $V = 13.7$ pies/seg

Aceleración, $a = 1.37$ pies/seg²

Desaceleración, $d = 2.74$ pies/seg²

Cálculo de las fuerza de aceleración y desaceleración que son necesarias para obtener los momentos respectivos.

Fuerza de aceleración:

$$F_a = \frac{W \times a}{g} = \frac{23,378 \text{ lbs} \times 1.37 \text{ pies/seg}^2}{32.2 \text{ pies/seg}^2} = 994.7 \text{ lbs}$$

Fuerza de desaceleración:

$$F_d = \frac{W \times d}{g} = \frac{23,378 \text{ lbs} \times 2.74 \text{ pies/seg}^2}{32.2 \text{ pies/seg}^2} = - 1,989.3 \text{ lbs}$$

Tomando como brazo de momento el radio del tambor se tendrá:

Momento de aceleración:

$$M_a = F_a \times R = 994.7 \text{ lbs} \times 1.875 \text{ pies} = 1,865 \text{ pie-lb}$$

Momento de desaceleración:

$$M_d = F_d \times R = - 1,989.3 \text{ lbs} \times 1.875 \text{ pies} = - 3,730 \text{ pie-lb}$$

La potencia desarrollada por el motor se obtiene de acuerdo a la

Fórmula:

$$H.P. = \frac{Gv \times Mt}{5.50}$$

Siendo Gv la velocidad circular o sea $Gv = 2 \text{ Pi } \times \text{R.P.S.}$ o sea

$$HP = \frac{2 \times \text{Pi} \times \text{R.P.S.}}{550} \times Mt = \frac{2 \times 3.1416 \times 1.163}{550} \times Mt = \frac{7.307}{550} \times Mt$$

$$HP = 0.01329 \times Mt$$

Con el valor de los momentos obtenidos, se puede confeccionar una tabla donde se considera la suma de momentos del sistema de izamiento balanceado

TABLA DE MOMENTOS

VUELTAS	0	5.815	5.815	48.846	48.846	51.754
Momento estático Neto						
	6,656.4	6,425.2	6,425.2	4,709.2	4,709.2	4,593.6
Momento de fricción						
	1,406	1,406	1,406	1,406	1,406	1,406
Momento de aceleración						
	1,865	1,865	-	-	-	-
Momento de desaceleración						
	-	-	-	-	-3730	-3730
Momento total, M_e						
	9,927.4	9,696.2	7,831.2	6,115.2	2,385.2	2,269.6
Tiempo en segundos						
	0	10	10	47	47	52
Potencia, H.P.						
	131.9	128.9	104.1	81.3	31.7	30.2
		A	B	C	D	

K.- Capacidad del motor.-

Teniendo un motor de corriente alterna, su capacidad se calcule por el método "root mean square" (r.m.s.), ó método de la raíz cuadrada de la media de los cuadrados, el cual se basa en el calentamiento del motor, siendo éste proporcional al cuadrado de la corriente proporcional al torque.

El torque está dado por el valor del H.P., determinado en varios puntos del ciclo de trabajo.

La fórmula que se usa es la siguiente:

$$H.P. = \sqrt{\frac{A^2 t_a + \frac{B^2 + C^2 + BC}{3} \times t_v + D^2 t_d}{K_1 t_a + K_2 t_v + K_1 t_d + K_3 t_m}}$$

Para motores de corriente alterna, los valores numéricos usados para los coeficientes del denominador son:

$$K_1 = 1/2$$

$$K_2 = 1$$

$$K_3 = 1/4$$

Alguno de los datos de la potencia en las diferentes etapas del ciclo de trabajo, deben ser corregidos en lo que se trata a la potencia necesaria para acelerar y retardar el rotor del motor.

En la práctica, la potencia máxima para acelerar el rotor del motor en un segundo, es de 150 a 180% de la capacidad normal para motores de corriente alterna, según sea la velocidad del motor.

Se tomará como valor el 160% de la capacidad normal del motor.

Por tanto los valores efectivos de potencia que se obtengan en

los puntos A y D serán:

Potencia media estimada:

$$\frac{128.9 + 81.3}{2} = 105.1 \text{ HP}$$

Considerando el 160% de ésta potencia

$$105.1 \times 1.6 = 168.2 \text{ HP.}$$

El resultado obtenido, es para la aceleración y desaceleración que tiene en un segundo, pero se conoce que:

$$t_a = 10 \text{ seg}$$

$$t_d = 5 \text{ seg}$$

Por tanto:

$$168.2/10 = 16.8 \text{ al rotor acelerado}$$

$$168.2/5 = 33.6 \text{ al rotor desacelerado}$$

Con estos valores se corregirá la potencia en los puntos A y D

$$A = 128.9 + 16.8 = 145.7 \text{ H.P.}$$

$$D = 81.3 + 33.6 = 114.9 \text{ H.P.}$$

Se tendrán los siguientes datos:

$$A = 145.7 \quad K_1 = 1/2 \quad t_a = 10$$

$$B = 104.1 \quad K_2 = 1 \quad t_d = 5$$

$$C = 81.3 \quad K_3 = 1/4 \quad t_v = 57$$

$$D = 114.9 \quad t_m = 20$$

Calculando los valores a reemplazar en la fórmula

$$A^2 t_a = (145.7)^2 \times 10 = 212,285$$

$$D^2 t_d = (114.9)^2 \times 5 = 65,320$$

$$\frac{B^2 + C^2 + BC}{3} \times t_v = \frac{(104.1)^2 + (81.3)^2 + 104.1 \times 81.3}{3} \times 57 =$$

$$\begin{aligned}
 &= \frac{10,836.8 + 6,609.7 + 8,463.3}{3} \times 37 = \\
 &= \frac{25,909.8}{3} \times 37 = 8,636.6 \times 37 = \\
 &= 319,554
 \end{aligned}$$

$$K_{1ta} = 1/2 \times 10 = 5$$

$$K_{2tv} = 1 \times 37 = 37$$

$$K_{1td} = 1/2 \times 5 = 2.5$$

$$K_{3tm} = 1/4 \times 20 = \underline{5}$$

$$49.5$$

Luego reemplazando estos valores en la fórmula (r.m.s) :

$$HP = \sqrt{\frac{212,285 + 319,554 + 21,320}{49.5}} = \sqrt{\frac{553,159}{49.5}} = \sqrt{11,175}$$

$$HP = 105$$

El valor comercial mas aproximado será un motor de 110 H.P.

CAPITULO V

CONSIDERACIONES ECONOMICAS DEL PROYECTO

Desde el punto de vista económico, se tratará de establecer que la ejecución del presente proyecto sea justificada, esto es, que toda la inversión que se realice con miras a la ampliación de la mina Herminda debe ser ampliamente pagada y además se debe conseguir una utilidad como objeto fundamental de nuestra actividad minera.

Para llegar a esta conclusión, habrá que estimar, cuanto importarán las instalaciones, los trabajos a realizarse, el equipo de maquinarias y herramientas a utilizarse y los materiales a consumirse, en las diferentes etapas del proyecto mencionado. Así como también, se tendrá en cuenta, el valor del mineral que se debe conseguir en-

tre los niveles 420 y 580, como coronación justa a nuestra Ampliación.

Solo teniendo estos valores, estaremos en condiciones de comparalas y deducir si el proyecto puede o no ser realizable.

CALCULO DEL COSTO TOTAL.-

a.- Costo del Túnel Pablo G. Vidalón.-

Como se ha especificado en el Capítulo IV, este túnel debe tener una longitud de 1,844 metros.

Jornales

Per guardia de 8 horas			932.70
Salario dominical	16.6 % sobre	932.70	154.83
Tiempo de servicios	9.99% "	932.70	93.18
Vacaciones	9.99% "	932.70	93.18
Leyes Sociales-Timbres	9.3 % "	932.70	86.74
Seguro contra Accidentes	6.8% "	932.70	<u>63.42</u>
			1,424.05

Explosivos:

Para 35 taladros de 5'			
175 cartuchos de dinamita a	\$ 2.10		367.50
210 pies de guía a	\$ 0.33		69.30
35 fulminantes a	\$ 0.60		<u>21.00</u>
			457.80

Barrenos:

De varias pruebas realizadas en Julcani, se toma como promedio de duración de un juego de barrenos la cifra 8,000 pies perforados:

Valor del juego:	Patero	₡ 381.11
	Seguidor	" <u>459.03</u>
		₡ 840.14

Para cada perforación (175') se consumirá ₡ 18.16

Mangueras:

Se tendrá que considerar:

30 metros de manguera de jete amarilla con espirales de acero de $\frac{1}{2}$ " a ₡ 141.16 el metro	₡ 4,234.80
60 metros de manguera de jete amarilla con espiral de acero de 1" a ₡ 162.90 el metro	" <u>9,774.00</u>
	₡ 14,008.80

Para cada perforación se consumirá $\frac{14,008.80}{1,540} = ₡ 9.10$

Equipo de Perforación:

Según últimas estadísticas sobre costo de equipo de perforación se ha determinado que el material se debe renovar si su costo supera 1.50 ₡/pie.

En lo peor de las condiciones costaría $175' \times 1.5 = ₡ 262.50$ la perforación.

Implementos de Seguridad:

Aquí se considerará la ropa de agua que debe durar 90 perforaciones:

Pantalón de jete Yale Anasco	=	₡ 199.40
Chaqueta de jete Yale Anasco	=	" <u>205.79</u>
		₡ 405.19

Utilizando 4 juegos se tendrá ₡ 1,620.76 y su costo por perforación

cifra será \$ 18.00 a esto se aumentará un 25% para otros implementos, esto es, se tendrá un total de \$ 22.50.

Gastos de supervigilancia por perforación se considera \$ 120.00

Sumando todas estas cantidades obtenidas se tendrá:

Jornales	\$ 1,424.05
Explosivos	457.80
Barreros	18.16
Mangueras	9.10
Equipo de perforación	262.50
Implementos de Seguridad	22.50
Supervigilancia	<u>120.00</u>
	\$ 2,314.11

La cifra de \$ 2,314.11 es lo que corresponde a una perforación de 1.50 metros (5'). Sobre una perforación de 5' lo mínimo de eficiencia que se puede pretender, como promedio es el avance de 1.20 metros por disparo. Por tanto el metro de avance en estas condiciones tiene un costo de :

$$\frac{2,314.11}{\text{Mts } 1.20} = \$ 1,928.43$$

Costo de Madera:

Como se ha dicho, que las dos terceras partes de la longitud total del túnel Pablo G. Vidalón tiene necesidad de sostenimiento mediante cuadros de madera; y como los cuadros se armaron a 40" de distancia (1.016 mts), se necesitarían:

$$\frac{2}{3} \times \frac{1,844}{1.016} = \frac{3,696}{3.048} = 1,213 \text{ cuadros}$$

Piezas de madera para un cuadro:

Tres cuarterones de eucalipto de 8"x8"x10' a \$/ 92.03%	\$/ 276.09
Cuatro puntales de 6" a 7" x 10' a \$/ 37.59 %	150.36
Siete tablas de 2" x 8" x 10' a \$/ 27.71 %	<u>166.26</u>
Costo de madera para un cuadro:	\$/ 592.71

El costo total de madera para el tunel será $592.71 \times 1,213 =$

\$/ 718,957.23

Costo de tubería y accesorios:

Se necesitarán 1,900 metros de tubería de fierro de 2" o sea 275 tubos de 21' a \$/ 472.32 %, esto es, \$/ 129,888.00

Se necesitarán también 1,900 metros de tubo de fierro de 1", o sea 275 tubos de 21' a \$/ 155.14 %, esto es, \$/ 42,663.50

Accesorios:

10 Válvulas de 2" a \$/ 200.60 %	\$/ 2,006.00
10 " de 1" a \$/ 63.68 %	636.80
10 Uniones universales de 2" a \$/ 42.56 %	425.60
10 " " de 1" a \$/ 17.20 %	172.00
255 Coplas de 2" a \$/ 7.14 %	1,820.70
255 " de 1" a \$/ 2.84 %	<u>724.20</u>

Costo de los accesorios: \$/ 5,785.30

El costo de tuberías y accesorios será:

$42,663.50 + 5,785.30 + 129,888.00 =$ \$/ 178,336.80

Costo de rieles y accesorios:

Se usarán 2,000 metros de trocha, esto es, 800 rieles de 30 lbs/yd con una longitud de 5 metros a \$/ 444.60 % = \$/ 355,680.00

Accesorios

1,600 eclisas a \$ 6.52 %	\$ 10,432.00
3,200 pernos a \$ 2.41 %	7,712.00
2,625 durmientes a \$ 8.00 %	21,000.00
10,500 clavos de riel a \$ 1.77 %	<u>18,585.00</u>
	\$ 57,729.00

El costo de rieles y accesorios será:

$$\text{\$ } 355,680.00 + \text{\$ } 57,729.00 = \text{\$ } 413,409.00$$

Costo de maquinarias y herramientas:

Una pala mecánica neumática Eimco Modelo 12-B \$ 102,388.18

Una Locomotora Mancha Little Trower

Locomotive (80% del precio) \$ 142,199.14

Dos Baterías a \$ 72,780.75 % (80% del precio) \$ 116,449.20

Dieciséis Carros U-35 a \$ 10,000.00 %

(80% del precio) \$ 128,000.00

Herramientas \$ 14,277.16

El costo de maquinarias y herramientas \$ 503,313.68

Costo de ventilación:

Cuatro Ventiladores Marca Bahco PMK 50 V a

\$ 22,027.40 % \$ 88,109.60

381 tubos de ventilación de 4.80 mts a \$ 826.36" 314,843.16
%

Costo de energía eléctrica " 74,600.00

Costo de ventilación \$ 477,552.76

Costo total del Túnel Pablo G. Vidalón:

Avance del tunel	\$/ 3'563,738.64
Costo de madera	718,957.23
Costo de Tuberías y accesorios	178,336.80
Costo de rieles y accesorios	433,409.00
Costo de maquinarias y herramientas	503,313.68
Costo de ventilación	<u>477,552.76</u>
Costo total del Túnel	<u>\$/ 5'855,308.11</u>

b.- Costo de la Chimenea Piloto o Chimenea 221.-

Esta chimenea debe tener 151.60 metros y una sección de 4' x 7'

Jornales:

Por guardia de 8 horas		437.35
Salario dominical 16.6 % sobre	437.35	72.60
Tiempo de Servicios 9.99 % sobre	437.35	43.69
Vacaciones 9.99 % "	437.35	43.69
Leyes Sociales y timbres 9.3 % sobre	437.35	40.67
Seguro contra accidentes 6.8 % "	437.35	<u>29.74</u>
		667.74

Explosivos:

Para 20 taladros de 5'	
100 cartuchos dinamita a \$/ 2.10	\$/ 210.00
160 piés de guía a \$/ 0.33	52.80
20 fulminantes a \$/ 0.60	<u>12.00</u>
	\$/ 274.80

Barrenos:

Para una perforación de 100 pies se gasta \$/ 10.38

Mangueras:

20 mts de manguera de jete amarilla de 1/2" " 2,823.20

20 " " " de jete amarilla de 1" " 3,258.00

\$/ 6,081.20

Para cada perforación se consumirá $\frac{48.16}{3} =$ \$/ 16.04

(Se utilizará en el pique y en la chimenea de desmonte)

Equipo de perforación:

\$/ 1.50 x 100 = \$/ 150.00 por perforación

Implemento de Seguridad:

4 Juegos de ropa de agua \$/ 1,620.76

Costo de perforación " $\frac{1,620.76}{90} =$ \$/ 18.00

Otros implementos el 25% 4.50

\$/ 22.50

Gastos de supervigilancia

\$/ 120.00

Sumando las cantidades obtenidas:

Jornales 667.74

Explosivos 274.80

Barrenos 10.38

Mangueras 16.04

Equipo de perforación 150.00

Implementos de Seguridad 22.50

Supervigilancia 120.00

1,261.46

Costo de 1 metro de avance de chimeneas: $\frac{1,261.46}{1.20} =$

\$/ 1,051.22

Costo de madera:

50 piezas de eucalipto de 5" x 6" x 10' a \$/ 50.04 %	\$/ 2,500.00
50 estacas de 4" x 10' a \$/ 14.70 %	735.00
300 tablas de 2" x 8" x 10' a \$/ 27.71 %	<u>8,313.00</u>

Costo de madera para la chimenea piloto : \$/ 11,548.00

Costo de tuberías y accesorios:

Se necesitarán 151.60 metros de tubos de 2" o sea 23 tubos de 21' de longitud a \$/ 472.32 %	\$/ 10,863.36
Se usarán 23 tubos de fierro de 1" a \$/155.14%	3,568.22
5 Válvulas de 2" a \$/ 200.60 %	1,003.00
5 " " de 1" a \$/ 63.68 %	318.40
17 Coplas de 2" a \$/ 7.14 %	121.38
17 " " 1" a \$/ 2.84 %	<u>48.28</u>

El costo de tuberías y accesorios : \$/ 15,922.42

Costo de maquinarias y herramientas:

4 Tanques de agua para perforación	\$/ 8,000.00
1 Locomotora Mancha (5%)	8,887.45
2 Baterías para Locomotora (5%)	7,278.08
16 Carros mineros U-35 (5%)	8,000.00
2 Winchas marca Joy a \$/ 12,739.50 %	25,479.00
Herramientas	<u>2,065.70</u>

El costo de maquinarias y herramientas : \$/ 59,710.23

Costo total de la chimenea piloto o chimenea 221.-

Perforaciones diamantinas del husco guía	\$/ 116,448.15
Avance de la chimenea \$/ 1,051.22 x 151.60	159,364.95
Costo de madera	11,548.00
Costo de tuberías y accesorios	15,922.42
Costo de maquinarias y herramientas	<u>59,710.23</u>
El costo total de la chimenea Piloto será:	<u>\$/ 362,993.75</u>

c.- Costo del echadero de cemento.-

Esta chimenea tendrá 116 metros de longitud de 5' x 7'

Jornales:

per guardia de 8 horas	\$/ 311.65
Salario Dominical 16.6% sobre	311.65 51.73
Tiempo de servicios 9.99% sobre	311.65 31.13
Vacaciones 9.99% "	311.65 31.13
Leyes Sociales-Timbres 9.3% sobre	311.65 28.98
Seguro contra accidentes 6.8% "	311.65 <u>21.19</u>
	\$/ 475.81

Explosivos:

Para 23 taladros de 5'	
115 cartuchos de dinamita a \$/ 2.10 %	\$/ 241.50
184 pies de guía a \$/ 0.33	60.72
23 fulminantes a \$/ 0.60	<u>13.80</u>
	\$/ 316.02

Barrenos:

Para una perforación de 115 pies se gasta	\$/ 11.94
---	-----------

Mangueras:

Para cada perforación se gastará \$ 16.04

Equipo de perforación:

150 x 115 \$ 172.50

Implementos de Seguridad:

2 Juegos de ropa de agua \$ 810.38

Costo por perforación $\frac{810.38}{90} =$ \$ 9.00

Otros implementos 25% 2.25

\$ 11.25

Gastos por supervigilancia \$ 120.00

Sumando estas cantidades:

Jornales \$ 475.81

Explosivos 316.02

Barrenos 11.94

Mangueras 16.04

Equipo de perforación 172.50

Implementos de seguridad 11.25

Supervigilancia 120.00

\$ 1,123.56

Costo de avance de 1.00 m de chimenea : $\frac{1,123.56}{1.20} =$ \$ 936.30

Costo de Madera:

39 estacas de 4" x 10' a \$ 14.70 % \$ 573.30

20 tablas de 2" x 6" x 10' a \$ 18.91 % 378.20

\$ 951.50

Costo de tuberías y accesorios:

Se necesitarán 116.00 metros de tubería de 2" esto es, 18 tubos de 21' de longitud a \$/ 472.32 %	\$/ 8,501.76
Se emplearán 18 tubos de fierro de 1" a \$/ 155.14 %	2,792.52
2 Válvulas de 2" a \$/ 200.60 %	401.20
2 " de 1" a \$/ 63.68 %	127.36
16 Coplas de 2" a \$/ 71.4 %	114.24
16 " de 1" a \$/ 2.84 %	<u>45.44</u>
	\$/ 11,982.52

Costo de maquinarias y herramientas:

2 Tanques de agua para perforación	\$/ 4,000.00
1 Locomotora Mancha (5%)	8,887.45
2 Baterías para locomotora (5%)	7,278.08
16 Carros mineros U-35 (5%)	8,000.00
Herramientas	<u>1,137.73</u>
	\$/ 29,303.26

Costo total del echadero de desmonte:

Avance de la chimenea.	\$/ 108,610.80
Madera	951.50
Tuberías y accesorios	11,982.52
Maquinarias y herramientas	<u>29,303.26</u>
Costo del echadero de desmonte	<u>\$/ 150,848.08</u>

d.- Costo del echadero de mineral.-

Los echaderos de mineral tendrán dos tramos, sumando además las

comunicaciones a los niveles tendrá una longitud total de 129.00 metros y una sección de 5' x 8'

Jornales:

Por guardia de 8 horas		\$/ 315.37
Salario dominical 16.6% sobre	315.37	52.35
Tiempo de servicios 9.99% sobre	315.37	31.50
Vacaciones 9.99% sobre	315.37	31.50
Leyes sociales-timbres 9.3% sobre	315.37	29.33
Seguro contra accidentes 6.8% "	315.37	<u>21.44</u>
		\$/ 481.49

Explosivos:

Para 27 taladros de 5'		
135 cartuchos de dinamita a \$/ 2.10 %		\$/ 283.50
189 pies de guía a \$/ 0.33 %		62.37
27 fulminantes a \$/ 0.60 %		" <u>16.20</u>
		\$/ 362.07

Barrenos:

Para una perforación de 135 pies se gasta	\$/ 14.01
---	-----------

Equipo de perforación:

1.50 x 135	\$/ 202.50
------------	------------

Implementos de Seguridad:

Para cada perforación	\$/ 11.25
-----------------------	-----------

Gastos de Supervigilancia	\$/ 120.00
---------------------------	------------

Sumando estos valores se tiene costo por avance de una guardia \$/ 1,191.32

$$\text{Costo por metro de avance} = \frac{1,191.32}{1.20} = \$ 992.76$$

Madera:

43 estacas de 4" x 10" a \$ 14.70	\$ 632.10
20 tablas de 2" x 6" x 10" a \$ 18.91	<u>378.20</u>
	\$ 1,010.30
Herramientas	\$ 1,137.73

Costo total del echadero de mineral:

Avance de chimenea	\$ 128,066.04
Madera	1,010.30
Herramientas	<u>1,137.73</u>
	<u>\$ 130,214.07</u>

e.- Costo del bolsillo de descarga y de la chimenea para el paso de los cables de la wincha a las poleas.

En vista que la sección de estas dos labores es la misma que la del echadero de mineral se considera unicamente el mismo precio por metro que la de ésta.

$$\text{Precio por metro} = \frac{130,214.07}{129} = \$ 1,009.40$$

$$\text{Costo del bolsillo de descarga} = \$ 1,009.40 \times 16.80 \text{ mts} = \$ 16,957.92$$

$$\text{Costo de la chimenea para paso de cables} = " 1,009.40 \times 23.50 " = \$ 23,720.90$$

f.- Costo de la estación del Wincho.

Para esto se ha cubicado todo el espacio que se necesitaría abrir y se ha considerado el precio unitario que se les paga a los contratistas por metro cúbico, esto es \$ 295.00/m³

$$\text{El costo de la estación será: } 685.31 \text{ m}^3 \times 295 = \$ 202,166.45$$

8.- Costo del pique.-

Al calcular el costo del pique se considerará desde la base del tanque de bombeo hasta el tope de la chimenea para las poleas, esto es, una longitud de 206.60 metros.

Además, se ha calculado en \$/ 4,000.00 por piso de avance en el pique, o sea, por cada 5'8" (1.75 metros). Precio que se pagará al contratista que tome esta labor.

Costo de madera para el pique.-

Considerando las estaciones, en los niveles: 420, 460, 500, 520, 540, 580, 600 y el nivel de descarga, se tendrán ocho estaciones en las que los cuadros tendrán una altura de 16'5" (5.08 metros).

Pies cuadrados de madera para cada estación:

3 wall plates de 8" x 8" x 18'	= 8" x 8" x 54'
4 end plates de 8" x 8" x 5'3"	= 8" x 8" x 21'
4 dividers de 8" x 8" x 5'3"	= 8" x 8" x 21'
<u>12 postes de 8" x 8" x 16'</u>	<u>= 8" x 8" x 192'</u>
Total:	8" x 8" x 288'

Pies cuadrados $\frac{8 \times 8}{12} \times 288 = 1,536$ pies cuadrados

$1,536 \text{ pies}^2 \times \$/ 12.50 = \$/ 19,200.00$

Para los 8 pisos se tendrán = \$/ 153,600.00

El resto del pique se emaderará con cuadros de 5'8" (1.75 metros), para lo que se necesitarán 74 pisos.

Pies cuadrados de madera para cada piso:

$$2 \text{ Piezas de } 8'' \times 8'' \times 18' = 8'' \times 8'' \times 36'$$

$$12 \text{ " de } 8'' \times 8'' \times 5'3'' = 8'' \times 8'' \times 63'$$

$$\text{Total: } 8'' \times 8'' \times 99'$$

$$\text{Pies cuadrados} = \frac{8 \times 8}{12} \times 99 = 528 \text{ pies cuadrados}$$

$$\text{Valor de un piso} = 528 \times 12.50 = \$ 6,600.00$$

$$\text{Para los 74 pisos se tendrá: } 74 \times 6,600 = \$ 488,400.00$$

Además se considerarán:

5,146.92	pies cuadrados de pino para guías a \$ 12.50	\$ 64,336.50
39	piezas de 8'' x 8'' x 8' = 1,664 piezas a \$ 12.50	20,800.00
1,680	tablas de 2'' x 8'' x 10' a \$ 27.71 %	46,552.00
756	puntales de 6'' a 7'' x 10' a \$ 37.59 %	28,418.00
400	listones de 2'' x 3'' x 10' a \$ 9.45 %	3,780.00
50	escaleras a \$ 520.41	<u>26,020.00</u>
		\$ 189,906.50

El costo total de la madera para el pique será:

$$153,600.00 + 488,400.00 + 189,906.50 = \$ 831,906.50$$

Tubería:

190.00 metros de tubo de 6'' o sea 30 tubos de 21' a

$$\$ 2,004.00 = \$ 380,760.00$$

190.00 metros de tubo de 2'' esto es

$$30 \text{ tubos de } 21' \text{ a } \$ 472.32 = \underline{\underline{\$ 89,740.00}}$$

Pernos de ajuste y tuercas:-

$$\$ 470,500.00$$

168 Pzs. de fierro redondo de 3/4'' x 20' a \$ 168.57 = \$ 28,319.00

672 tuercas de 3/4'' a \$ 3.37 % 2,283.00

$$\$ 30,583.00$$

Costo de Maquinaria para el Pique:

Un quince de doble tambor

Un motor de 110 HP

Un Control semiautomática, para el motor

Dos Skips Kimberley de 23 pies cúbicos

Dos pares de planchas volcaderas

Una Jaula de un solo piso

Una tolva cargadora de dos compartimientos

Dos poleas acanaladas

Dos piezas de cable de 6 x 19 hilos redondos \$ 1'970,178.00

Derechos de Aduana e importación 364,109.00

Fletes varios 15,826.36

Una Locomotora Mancha (10%) 17,774.90

Dos Baterías para Locomotora (10%) 16,000.00

Una Bomba 36,765.00

\$ 2'420,653.26

Costo total del Pique:

Avance del Pique \$ 496,000.00

Madera 831,906.50

Tubería 470,500.00

Peznos de ajuste y tuercas 30,583.00

Maquinarias 2'420,653.26

\$ 4'249,642.76

COSTO TOTAL DEL PROYECTO.-

Túnel Pablo G. Vidalón	8/	5'855,308.11
Chimenea Piloto o Chimenea 221		362,993.75
Echadero de desmonte		150,848.08
Echadero de mineral		130,214.07
Bolsillo de descargar y chimenea para paso de cables		40,678.82
Estación del winche		202,166.45
Pique		4'249,647.76
		<hr/>
		8/ 10'991,852.04
		<hr/>

CALCULO DEL VALOR DEL MINERAL QUE SE ESTIMA CUBICAR

Teniendo en cuenta la justificación del proyecto de ampliación de la mina Herminia, más que todo desde el punto de vista geológico, que se expresó en el capítulo IV de este trabajo, se puede especular aún mas, considerando que las vetas 2, Docenita y 54 profundizan hacia el nivel 580.

Asumiendo que estas vetas se comporten en el peor de los casos en cuanto a la mineralización y valores de idéntica manera como se presentaron entre el nivel 420 y 270 (Igual desnivel entre el nivel 420 y 580). Se puedan esperar resultados prometedores.

Digo en el peor de los casos, porque en profundidad las vetas tienden a ser mas potentes y sus valores aumentan.

Así, esperando que el horizonte vertical 420-270 se le considere igual al horizonte 420-580 (Ver figuras Nos. 25, 26 y 27), se pueden esperar los siguientes resultados de cubicación:

	<u>T. C. S.</u>	<u>Oz. Ag</u>	<u>% Pb</u>	<u>% Cu</u>	<u>Pot.</u>
Veta 2	135,235	33.9	2.4	0.56	1.34
Veta Docenita	95,480	11.4	0.5	3.34	1.39
<u>Veta 54</u>	<u>32,050</u>	<u>17.7</u>	<u>1.5</u>	<u>0.86</u>	<u>1.02</u>
T O T A L :	262,765	23.7	1.6	1.61	1.32

Tomamos por medida de seguridad unicamente el 60% del tonelaje estimado.

VALOR DEL MINERAL,-

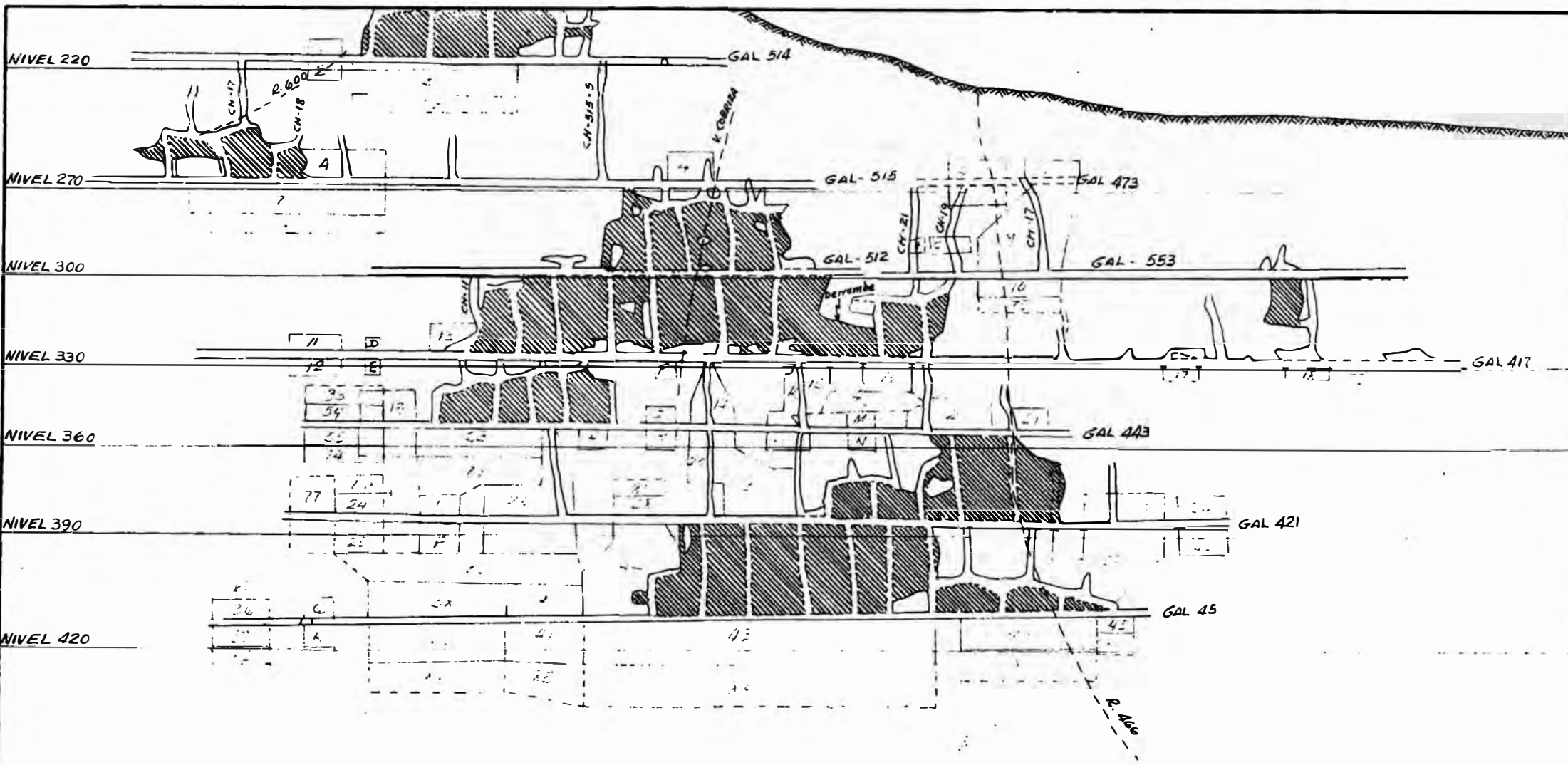
Para la plata se ha considerado el precio del mes de octubre de 1,968, según el mercado de Londres; teniendo en cuenta la tendencia bajista de este metal, ya que el mes de octubre fué el mas bajo en las cotizaciones.

Para el cobre se ha considerado el mes de noviembre de 1,968, tanto del mercado de New York como de Londres. Para el plomo se han considerado las cotizaciones del mes de Noviembre de 1,968, tanto para el mercado de New York como de Londres. Para el bismuto y oro, según las cotizaciones de New, York.

Cotizaciones:

Pb - N.Y.	Ag. S.P.S. †	Cu-IME	Bi
13.0¢/lb.	1.9882 \$/oz	49.361¢/lb	4.000 \$/lb
Pb - IME	Cu - N. Y.	Au	
11.165¢/lb	46.629¢/lb	39.78 \$/oz	

† Sharp Pixley Spot



PLANO DE LA VETA DOCENITA

Escala 1/2000

Andrés Alegre A.

Liquidación de concentrados de plomo

Leyes Promedio de Concentrados de Plomo:

Ag	Pb	Cu	Bi	Au
296.4 oz/TCS	26.2%	11.90%	1.48%	0.431 oz/T.C.S.

Según contrato con Cerro de Pasco Corporation, la liquidación de concentrados será:

	Cotizaciones Ref. y Ent. Imp. U.S.A.	Precio neto
Pb - N.Y.	13.000 ¢ 3.515 1.063 8.422	8.113
Pb - LME	11.165 ¢ 3.515 - 7.650	
Ag - SPS	198.820 ¢ 7.472 - 191.348	191.348
Cu - N.Y.	46.629 ¢ 4.885 - 41.744	43.110
Cu - LME	49.361 ¢ 4.885 - 44.476	
Au	39.780 \$ 2.500 - 37.280	37.280
Bi	4.000 \$ 1.000 - 3.000	3.000

$$\text{Pb: } 26.2\% - 6.0\% = 20.2\% = 404.0 \text{ lb a } 8.115 \text{ ¢} = \$ 32.776$$

$$\text{Cu: } 11.90\% \times 90\% = 10.71\% = 214.20 \text{ lb a } 43.11 \text{ ¢} = 92.342$$

$$\text{Ag: } 296.4 \text{ oz} - 1 \text{ oz} = 295.4 \times 96 = 283.584 \text{ oz a } 191.348 \text{ ¢} = 542.632$$

$$\text{Au: } 0.431 \text{ oz} \times 93\% = 0.40083 \text{ a } 37.28 \text{ ¢} = 14.943$$

$$\text{Bi: } 1.48\% - 0.75\% = 0.73\% = 14.6 \text{ lb a } \$ 3.00 = 43.800$$

$$\text{Prima Bi: } \$ 10.50 - (.48\% \times \$ 0.05 = 2.40) = 8.100$$

Valor bruto de la tonelada de concentrado

\$ 734.593

Deducciones:

Fundición Pb base \$ 26.980

Variación (60.0 - 26.2) a 10 ¢ 3.380

Fundición Cu: 11.9x90 = 10.71 a 1\$ 10.710

Valor bruto de la tonelada de concentrado	\$ 734.593
<u>Deducciones:</u>	41.070
<u>Penalizaciones</u>	5.600
Total deducciones	<u>46.670</u>
Valor neto tonelada de concentrado	\$ <u>687.923</u>
Factor por mermas, leyes y otros: 6%	\$ <u>646.648</u>
<u>Valor de cada metal en la tonelada de concentrado.-</u>	

Pb = \$ 28.852

Cu = 81.287

Ag = 477.668

Au = 13.154

Bi = 45.687

\$ 646.648

Valor de la tonelada de mineral en cabeza.-

Radio de concentración = 20.777

$$\frac{646.648}{20.777} = \$ 31.123$$

Valor de cada metal en la tonelada de cabeza.-

Pb = \$ 1.389

Cu = 3.912

Ag = 22.990

Au = 0.633

Bi = 2.199

\$ 31.123

Leyes de cabeza, 1.968:

Pb	Cu	Ag	Au	Bi
1.5	0.67	15.4	0.030	0.11

Leyes por dolar

1.5 % Pb = \$ 1.389	1 \$ = 1.080% Pb	1% Pb = 0.926 \$
0.67 % Cu = 3.912	1 \$ = 0.171% Cu	1% Cu = 5.848 \$
15.4 oz Ag = 22.990	1 \$ = 0.670 oz Ag	1 oz Ag = 1.492 \$
0.030 oz Au = 0.633	1 \$ = 0.047 oz Au	1 oz Au = 21.276 \$
0.11 % Bi = 2.199	1 \$ = 0.050 % Bi	1% Bi = 20.000 \$

Equivalentes

$$1 \% \text{ Pb} = \frac{0.670}{1.080} = 0.620 \text{ oz Ag}$$

$$1 \% \text{ Cu} = \frac{0.670}{0.171} = 3.918 \text{ oz Ag}$$

Ley mínima explotable.-

Costo promedio de tonelada cabeza, año 1968 \$ 15.78

Se ofrece un aumento de 20% de costos por jornales en los años en que se explotará el mineral

3.16

Costo estimado para estos años

\$ 18.94

Restando el valor del Bi y Au por no disponer de estos ensayos en el cálculo del mineral de ubicación, que es de

2.83

\$ 16.11

La ley mínima será: \$16.11 x 0.670 oz Ag = 10.79 oz Ag equivalentes

Valor del mineral estimado por tonelada.-

$$23.7 \text{ oz Ag} = 1.492 \times 23.7 = \$ 35.36$$

$$1.6 \% \text{ Pb} = 0.926 \times 1.6 = \$ 1.48$$

$$1.61 \% \text{ Cu} = 5.848 \times 1.61 = \$ \underline{9.42}$$

$$\text{Valor de una tonelada de mineral} = \$ 46.26$$

$$\text{Valor neto del mineral } 46.26 - 16.11 = \$ 30.15$$

Valor neto total del mineral estimado:

$$\$ 30.15 \times 157,659 \text{ T.C.S.} = \$ 4,753,419$$

$$\text{Considerando a } \$ 38.70 \text{ el dolar se tiene} = \$ 183,957,315.30$$

Es así comparando el costo proyecto y el valor neto del mineral que se extraería con ésta ampliación, se ve que dejaría un saldo a favor de \$ 172,965,463.26, lo que justifica ampliamente su realización.

Esto se lograría en un lapso estimado de cuatro años, considerando los trabajos de ampliación, desarrollo, preparación y explotación.

BIBLIOGRAFIA

- 1.- Liosa Pautrat M. Apuntes de clase
- 2.- Peale Robert "Mining Engineering Handbook"
- 3.- Staley W.W. "Mine Plant Design"
- 4.- Vidal V. "Explotación de Minas"
- 5.- Maeroks - Ostermann "Mecánica Aplicada al Laboreo de Mina"
- 6.- Fritzsche C. H. "Tratado de laboreo de Minas"
- 7.- Rugb Exten Mc. Kinstry "Geología de Minas"
- 8.- Young G. J. "Elementos de Minería"
- 9.- Cia. Mexicana de Explosivos, S.A. "Manual para el uso de Explosivos".
- 10.- Arenas Figueroa Lario "Fracturamiento, estructura de las vetas y controles de mineralización en las minas Julcani-Huancavelica".
- 11.- International Machinery Company "Roebbling wire Rope an Fittings".