

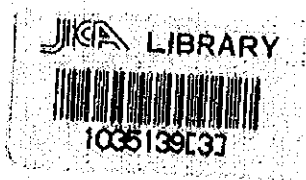
ESTUDIOS DE INVESTIGACION REALIZADOS... TOMO V

709
66
MIT

ESTUDIOS DE INVESTIGACION REALIZADOS...
TOMO V

ESTUDIOS DE INVESTIGACION REALIZADOS...
TOMO V

ESTUDIOS DE INVESTIGACION REALIZADOS...
TOMO V



國際協力事業団	
受入 月日 84.4.-3	709 66
登録No. 02446	MIT

TOMO V - 1980

CONTENIDO

18. LIMA
Flotación de Minerales Oxidados
de Cobre ABRIL

19. Unidad Morococha
CENTROMIN PERU
Estudios de Investigación y Evalua
ción de la Ventilación y Seguridad JULIO

20. LIMA
Reglamento para la Construcción
de Depósitos de Relaves SETIEMBRE

21. Cía. Minera del Madrigal
AREQUIPA
Estudios de Investigación y Evalua
ción de la Ventilación y Seguridad DICIEMBRE

FLOTACION DE MINERALES DE COBRE OXIDADOS

I. - INTRODUCCION

En este país, el tratamiento de minerales de cobre oxidados es un problema muy importante, ya que en muchos casos la primera etapa en el desarrollo de una mina se realiza explotando este tipo de minerales, además, existe en América del Sur un Gran Potencial de minerales de óxido de cobre que quedan sin tratamiento.

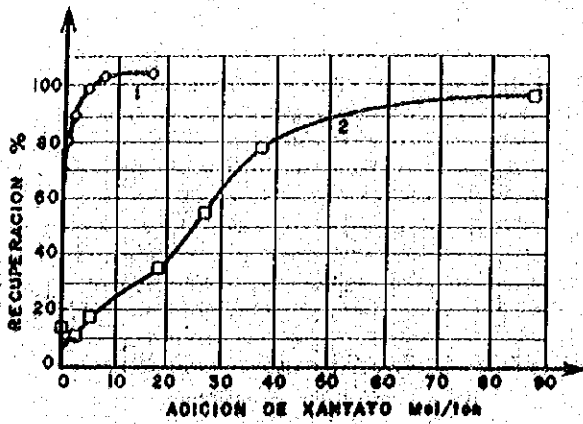
En el Instituto de Metalurgia del Japón (M. M. I. J.) existe un Comité encargado de estudiar la flotación de óxidos de cobre denominado "Comité de Estudios sobre la Flotación de Minerales de Oxidos de Cobre", el mismo que viene trabajando en este Proyecto desde hace muchos años.

Con los resultados obtenidos en dicho comité en el otoño de 1974 y con los estudios de otras fuentes, he resumido el presente informe.

II. - FLOTACION CON TRATAMIENTO DE SULFURACION Y XANTATOS

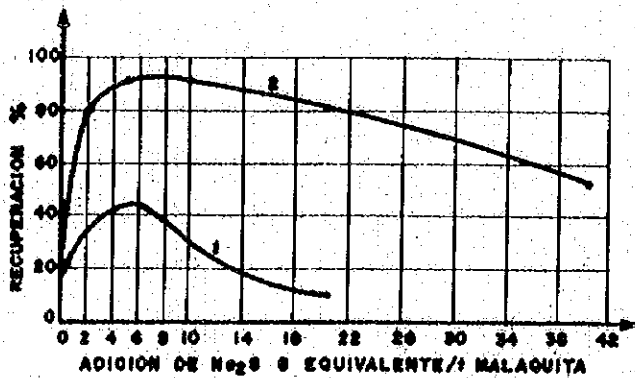
A. - MALAQUITA

Algunos minerales como la malaquita, azurita, atacamita, pueden flotar después de un proceso de sulfuración. En este proceso se usa un reactivo sulfurante soluble en agua, como el Na_2S , NaHS , CaS , etc. En



1- CON TRATAMIENTO SULFURACION
2- SIN TRATAMIENTO SULFURACION

FIG. 1 - EL EFECTO DE TRATAMIENTO SULFURACION PARA FLOTACION DE MALAQUITA.



1- XANTATO DE ETILO
2- XANTATO DE ISO-AMILO

FIG. 2 - EL EFECTO DE CANTIDAD DE ADICION DE Na₂S SOBRE FLOTACION DE MALAQUITA

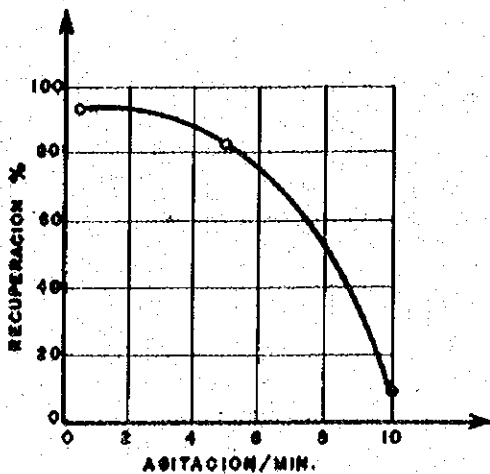


FIG. 3 - EL EFECTO DE TIEMPO DE AGITACION EN EL CASO DE SULFURACION SOBRE FLOTACION DE MALAQUITA POR XANTATO DE ISO-AMILO.

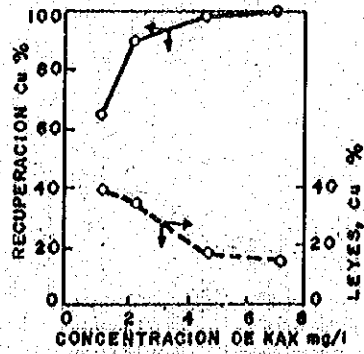


FIG. 4 - EFECTO DE KAX CONCENTRACION DE FLOTACION DE MUESTRA N°1. Na₂S 9H₂O: 20mg/l

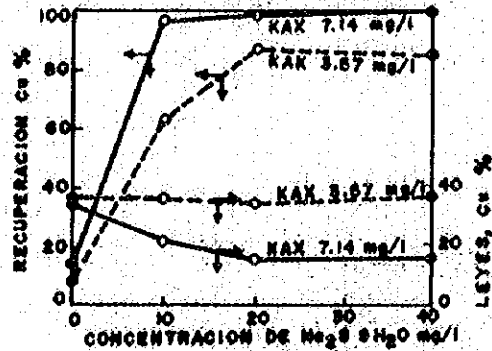


FIG. 5 - EFECTO DE Na₂S 9H₂O CONCENTRACION DE FLOTACION DE MUESTRA N° 1

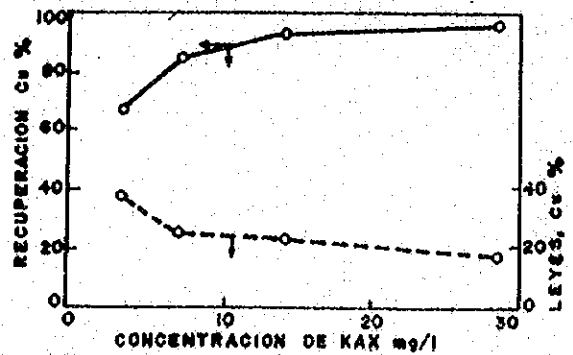


FIG. 6 - EFECTO DE KAX CONCENTRACION DE FLOTACION DE MUESTRA N° 2

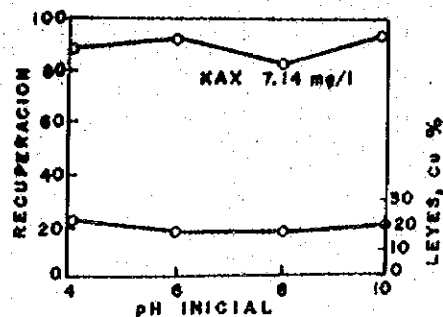


FIG. 7 - EFECTO DE pH DE FLOTACION PULPA DE MUESTRA N° 2 Na₂S 120 mg/l, KAX 9.14 mg/l

la superficie del mineral de Oxido de cobre se forma una membrana de sulfuro que es producido por estos reactivos, luego se flota con un colector de los que generalmente se usan para flotar minerales de sulfuros de Cobre. Un ejemplo del efecto de sulfuración de malaquita se muestra en la Figura N° 1 .

En este tipo de flotación es necesario tener en cuenta las siguientes precauciones :

1. - Determinar la cantidad exacta de adición del reactivo sulfurante (debe tener un rango apropiado) , ya que una mayor adición es perjudicial para el proceso.

Es recomendable la adición de reactivo por etapas en vez de la adición total en una sola vez.

La cantidad promedio es de 500 - 30,000 gr/tn. para un tipo de uso general.

2. - El pH de la flotación generalmente , debe estar de 7 - 9 . y estas modificaciones pueden ser logradas usando H_2SO_4 , Na_2CO_3 , $Ca(OH)_2$, etc.
3. - Como colector es mejor utilizar xantatos de alta clase como por ejemplo xantato de amilo (Fig. N° 2).
4. - La condición de sulfuración depende de la temperatura , de la agitación y de la densidad de pulpa, etc. Por ejemplo en el caso de la flotación de malaquita, la recuperación baja mucho de acuerdo al

tiempo de agitación, conforme se indica en la Fig. N° 3.

5. - Los minerales de óxidos de cobre aún entre ellos son muy diferentes, ya que pueden poseer valiosos minerales incluídos, cantidad de lama, grado de eflorescencia, etc. Por eso es necesario decidir individualmente las condiciones apropiadas del tratamiento, mediante la examinación previa del tipo de mineral oxidado.
6. - En general los minerales de óxidos de cobre tienen la inclinación a ser molidos demasiado fino, para efectos de una mejor flotación es preferible tener partículas del tamaño más grande que sea posible.
7. - En el caso de minerales mixtos (mixed ore) que contienen ambos tipos en forma de sulfuros y óxidos, primero se flota el sulfuro de cobre y luego se flota el mineral de óxido de cobre de los relaves de la primera flotación utilizando el proceso de sulfuración o por el proceso de flotación de jabón. También algunas veces se usa el concentrado de cobre por el proceso de la lixiviación.

B. - ATACAMITA $Cu Cl_2 \cdot 3Cu (OH)_2$

Mineral de Bolivia

N° 1 17%Cu + 10Mesh 95.8%, 97.1% Cu

N° 2 3%Cu + 10Mesh 65% , 75.1% Cu

La atacamita no puede ser recuperada por flotación directa con KAX y MIBC, pero en cambio puede flotar bien con un tratamiento previo de sulfuro de sodio.

En las figuras N° 4, 5 y 6 se muestran los efectos de concentración de KAX o Na_2S , en las muestras N° 1 y N° 2 tienen atacamita y ganga de cuarzo ang₂tita y yeso.

La atacamita se puede flotar en un rango amplio de pH de 4 - 10 como se indica en la figura N° 7. Por otro lado este mineral no puede flotarse con colector de jabón, como oleato de sodio, Fig. N° 8. Para la dispersión de esta ganga es mejor la adición de ácido algínico de sodio y ácido tánico.

III. - FLOTACION DE JABON

En este tipo de flotación se usa ácido graso y jabón de ácido graso como colector principal. Con este método además del mineral de óxido de cobre flotan algunas gangas, por esta razón se usa generalmente silicato de sodio como dispersador de la ganga. También puede utilizarse pequeñas cantidades de Na_2S para este mismo propósito, en Congo y Zambia usan este reactivo. En este tipo de flotación, es necesario tener los cuidados siguientes:

1. - Usar como colector, ácido graso de todas las clases tales como el ácido oléico, oleato de sodio, aceite de palma, etc. El colector de cadena más larga es más

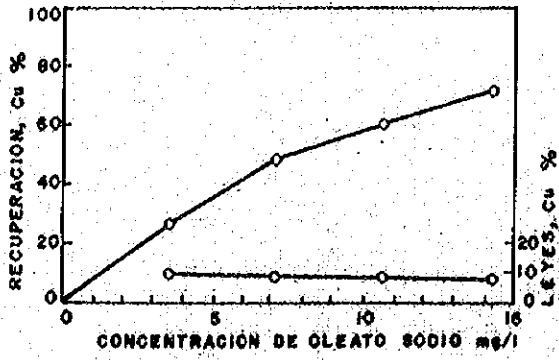


FIG. 8--EFECTO DE CONCENTRACION DE ALEATO SODIO.

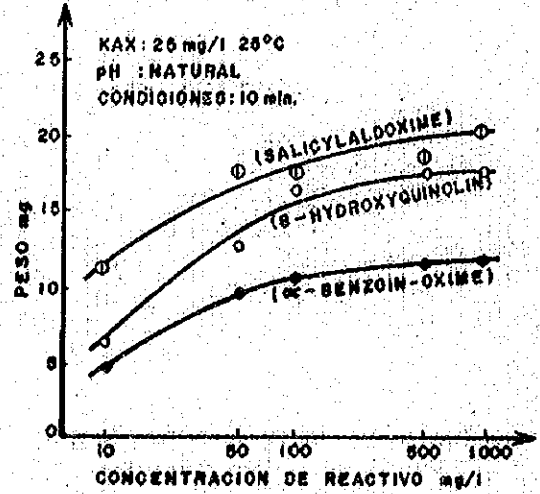


FIG. 11--EL CONTACTO DE ESPUMA CON CRISOCOLA EN EL CASO DE REACTIVO ORGANICO PARA EL ANALISIS Y XANTATO.

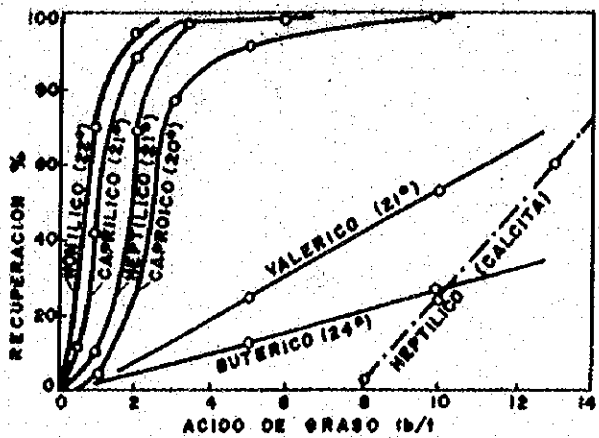


FIG. 9--FLOTACION DE MALAGUITA POR ACIDO DE GRASO SATURADO.

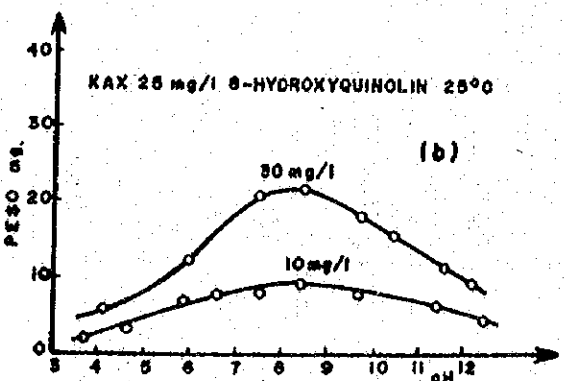
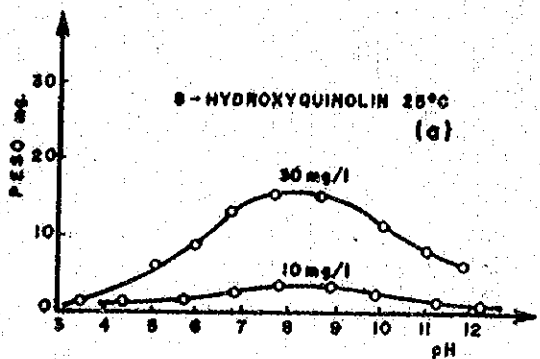


FIG. 12--RELACION DE pH Y LA CANTIDAD DE CONTACTO DE ESPUMA CON CRISOCOLA EN EL CASO DE USO CON 8-HYDROXYQUINOLIN Y XANTATO DE AMILO.

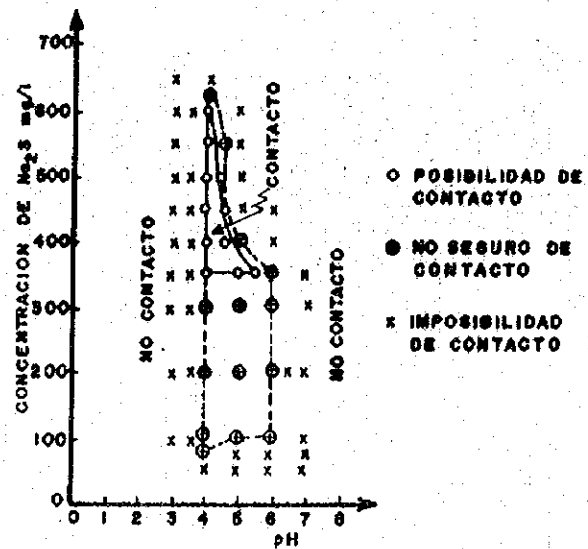


FIG. 10--EL EFECTO DE CONCENTRACION DE Na₂S Y pH PARA CONTACTO DE CRISOCOLA. (Bowdich y Tse Pu Chen)

efectivo y con el se obtienen altas recuperaciones. Por ejemplo : En la fig. N° 9 se muestra una flotación de malaquita ; y se usa ácido heptílico para ver la posibilidad de separar la malaquita de la calcita.

2. - El pH de flotación puede fluctuar de 9 - 11 utilizando como modificadores el ácido sulfúrico, ceniza de sodio, hidróxido de calcio, etc.
3. - Como dispersante de la ganga se usa generalmente silicato de sodio o Na_2S , NaHS . También de vez en cuando se usa deslame para la separación de lamas y los iones de metales como Cu, Fe, etc.
4. - Cuando se usa ácido graso es necesario dispersar con bastante emulsificación y agitación.
5. - La adición de espumante acelera la estabilización de espumas por emulsificación o agitación del colector.
6. - Cuando se calienta la pulpa el resultado de la flotación mejora por razón de aceleración de agitación y dispersión de colector.

IV. - FLOTACION DE CRISOCOLA

En el caso de la crisocola se pensaba que este mineral no se podía flotar, por eso es importante analizar los problemas que inciden en la flotación de óxidos de cobre, establecidos principalmente para la flotación de crisocola.

A. - EL PROCESO POR XANTATO DE AMILO CON SULFU RACION

Bowdish y Tse Pu Chen, estudiaron la condición de concentración de crisocola en una solución de Na_2S y pH. Cuando el mineral se adhiere a la espuma conforme se muestra en la Fig. N° 10 en esta encontramos que el rango de adhesión de la espuma con crisocola es muy limitado, especialmente cuando la condición de pH es 4 - 6 y siendo necesario arriba de 350 mg/l de concentración de Na_2S . También estos señores encontraron que el compuesto de titanium puede acelerar la sulfuración en un rango más amplio de concentración de Na_2S y pH.

En el mineral artificial y natural de crisocola algunos ejemplos de flotación dan buenos resultados, pero actualmente esta flotación es muy difícil, porque el mineral se sulfura muy difícilmente en estado elemental.

B. - LA TENTATIVA DE FLOTACION CON REACTIVO DE XYLATALUDT Y DEWITT : encontraron que la crisocola puede adsorber diferencialmente los tintes básicos como Fuchsin B., Methylene blue, Methyl green, también el tinte básico de thriphenyl methan es adsorvido muy rápidamente por la crisocola. Ultimamente ellos han escrito que el octyl melachite green podría ser utilizado como colector de crisocola en la práctica.

Peterson, Fuerstenan, Richard, Miller, han examinado el efecto de flotación con ethylen-diamine-hexamethylene - tetramina, potassium octyl-hydroxamate dimethyl glyoxime y benzoin alfa oxime como nuevos colectores de crisocola. Entre ellos solamente el potassium octyl hydroxamate puede flotar con un 100 % de recuperación de mineral artificial en la condición pH 6 y con la adición de 3.3×10^{-4} mol/l. . Al mineral natural obtuvieron buenos resultados. MUKAI , había examinado el proceso encontrando que el reactivo orgánico es adsorbido por la superficie de crisocola, para los análisis utilizó salicyl aldoxime, 8-hidroxy quinoline, benzoin alfa-oxime, o sea que estos reactivos se encuentran intimamente ligados con elementos de cobre.

Luego con el xantato de alta clase , la crisocola que es adsorbida por este reactivo flota, en la Fig. N° 11 , se muestra algunos ejemplos de estos procesos. En el caso del 8-hydroxyquinolin - la relación de pH y la cantidad de reactivo se da en la Fig. N° 12 con o sin xantato de amilo. También en la Tabla N° 1 se muestra el resultado de la flotación de crisocola por hydroxyquinoline para los casos de mineral de crisocola natural y de crisocola con cuarzo.

TABLA 1 - RESULTADO DE FLOTACION DE CRISOCOLA

PRODUCTO	PESO (g)	Cu %	RECUPERACION DE Cu %	CONDICIONES
CABEZA	9.350	6.14	100.0	AGITACION: MINERAL DE CRISOCOLA NATURAL TIEMPO : 2', pH 8.26 HYDROXYQUINOLINE, 40 mg/l, XANTATO DE AMILO 20 mg/l 1° FLOTACION: TIEMPO : 7'; XANTATO DE AMILO 20 mg/l ACEITE DE PINO, UNAS CUANTAS GOTAS 2° FLOTACION: TIEMPO : 2'; pH 7.90 ACEITE DE PINO, UNAS CUANTAS GOTAS XANTATO DE AMILO 10 mg/l
T ₁	4.006	0.45	3.21	
C ₁	5.344	10.40	96.79	
C ₂	2.501	21.75	87.19	
T ₂	3.043	1.81	9.60	
CABEZA	9.234	2.13	100.0	CRISOCOLA Y CUARZO AGITACION: TIEMPO : 15'; pH 8.26 8-HYDROXYQUINOLINE 40 mg/l XANTATO DE AMILO 24 mg/l ACEITE DE PINO FLOTACION LIMPIA ACEITE DE PINO pH 7.90
T ₁	6.373	0.06	1.9	
C ₁	2.861	6.74	98.1	
C ₂	0.868	20.8	92.0	
T ₂	1.993	0.60	6.1	

V. - ALGUNOS EJEMPLOS DE TRATAMIENTO DE OXIDOS DE COBRE

- A. - Mineral de Katanga
- B. - Mineral de Chikalia - Bolivia
- C. - Mineral de Depósito de Vetas
- D. - Mineral de Depósito porfirítico
- E. - Mineral de Depósito de mantos

A. - MINERAL DE KATANGA - PERU :

El yacimiento minero de Katanga se encuentra ubicado a 90 Km. al sur de la ciudad del Cuzco , en el distrito Chacama provincia de Chunivilca, a 4,100 m. s. n. m.

Cuenta con una planta de segregación con capacidad de 150 t/día que comenzó a operar en noviembre de 1973 ; en el tratamiento se utilizan : 1 horno, de 2 pasos . El yacimiento es un depósito de contacto en forma de masa producido por la intrusión de granodiorita en las capas de calcita - paleozoica, este skarn es principalmente granate ; el mineral de óxidos de cobre, contiene malaquita y crisocola y como ganga mucha calcita, por eso se adoptó el proceso de segregación que es el procedimiento más efectivo para tratar este tipo de mineral. En la mena la malaquita alcanza hasta un 75% y crisocola alcanza el 25% .

(TABLA N° 2 . Leyes de la Mena de Katanga.

TABLA 2 - LEYES DE LA MENA DE KATANGA

CU (%)		Fe	Pb	Zn	S	Au	Ag	CoO	SiO ₂	Al ₂ O ₃
PROMEDIO	ACIDO SOL. (1)	(%)	(%)	(%)	(%)	(g/t)	g/t	(%)	(%)	(%)
5.38	5.27	9.38	0.04	0.08	0.04	3.5	22	33.69	16.21	2.59

(1) H₂SO₄, 10 %, 2 HORAS SOBRE BAÑO MARÍA

TABLA 3 - DISTRIBUCION DE TAMAÑO DE MUESTRA PARA SEGREGACION

TAMAÑO	(MALLA)	PESO (%)	CU %
—	+35	0.8	4.69
-35	+40	10.1	5.42
-40	+65	11.3	5.42
-65	+100	10.3	5.66
-100	+200	15.5	5.42
-200	+325	9.0	5.20
-325	—	42.5	5.42
TOTAL		100.0	5.32

TABLA 3 Distribución de tamaños de muestras de segregación.

- a. - EXAMEN EN HORNO PEQUEÑO
55 ϕ x 900 ml. tubo de cuarzo.
Muestra : - 35 malla 50 gr.
Temperatura : 700° C
Temperatura de Reacción : 780° C
La mejor condición : Na Cl, 1%, coque 4 %.
Tiempo ; 80 minutos

Reactivos para Flotación :

Sección Rougher

- KAX 60 gr/ton.
- Aceite de pino 40 gr/ton.

Tiempo de Flotación : 10 minutos

Sección Limpieza

- KAX 20 gr/ton.
- Aceite de pino 10 gr./ton.
- Tiempo de Flotación ; 5 minutos

RESULTADOS DE SEGREGACION

Concentrado de Cobre : Ley ; 50.60% de Cu

Recuperación : 88.9% de Cu.

- b. - EXAMEN EN HORNO ROTATORIO PEQUEÑO
100 mm ϕ y 1000 mm tubo de acero inoxidable (este tubo
posición de cento parte 200 mm. ϕ x 300 mm.)

Muestra : malla - 35

Peso de mineral : 1000 gr.

Temperatura : 700 ° C

Tiempo de tostado : 1 hora

Luego con adición de Na Cl 1.5 % coque 3.5 %

Temperatura : 750 ° C

Tiempo de calefacción : 1 hora

Después de este tratamiento el tubo se enfría con agua rá
pidamente .

El resultado de flotación da una ley de concentrado de
52% Cu y una recuperación de 87.9% de Cu.

c. - EXAMEN PILOTO EN HORNO CONTINUO DE DOS ETAPAS

Horno de Flujo sólido para pre-calefacción 700 ϕ x 3,500
ml. de altura.

Temperatura : 760 ° C

Horno rotatorio para reacción : 500 ϕ x 1,100 ml. de largo.

Temperatura : 780 ° C

Na Cl 2% , coque 5%

Screw cooler

Flotador 350 ml. x 350 ml.

Tipo FW de 8 secciones

Capacidad : 100 kgs/ hora

Resultados de la Flotación : Ley - 50.06 % Cu

Recuperación : 85.2%

d. - PLANTA INDUSTRIAL

De 150 ton/día.

Comenzó a operar en noviembre, 1973.

Ahora, la planta Industrial de Katanga opera de acuerdo a la Fig.13 de Flowsheet de la planta de Tratamiento de Katanga.

El resultado del proceso de segregación de marzo y mayo de 1976, se muestran en la Tabla N° 4 , y el consumo de los principales materiales usados durante el período indicado era como se nombra en la Tabla N° 5.

Entonces, el mineral tiene las leyes de plata y oro de 44 g/t , y 1.9 g/t, respectivamente. La recuperación de plata y oro son 75 - 100 % , y las leyes de oro y plata de los concentrados varía de 20 - 30 g/t y 220 - 500 g / t.

Además , los resultados recientes (de enero a abril en 1980) del tratamiento de Katanga se muestran en la tabla N° 6. En esta tabla está explicado el efecto de la segregación contra la flotación.

NOTA :

(PRINCIPIO DEL METODO DE SEGREGACION)

El Proceso de Segregación se explica como las fórmulas químicas siguientes :

1.) Descomposición de la sal (650-800° C)

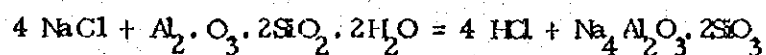


FIG. 13- FLOW-SHEET DE LA PLANTA DE TRATAMIENTO DE KATANGA

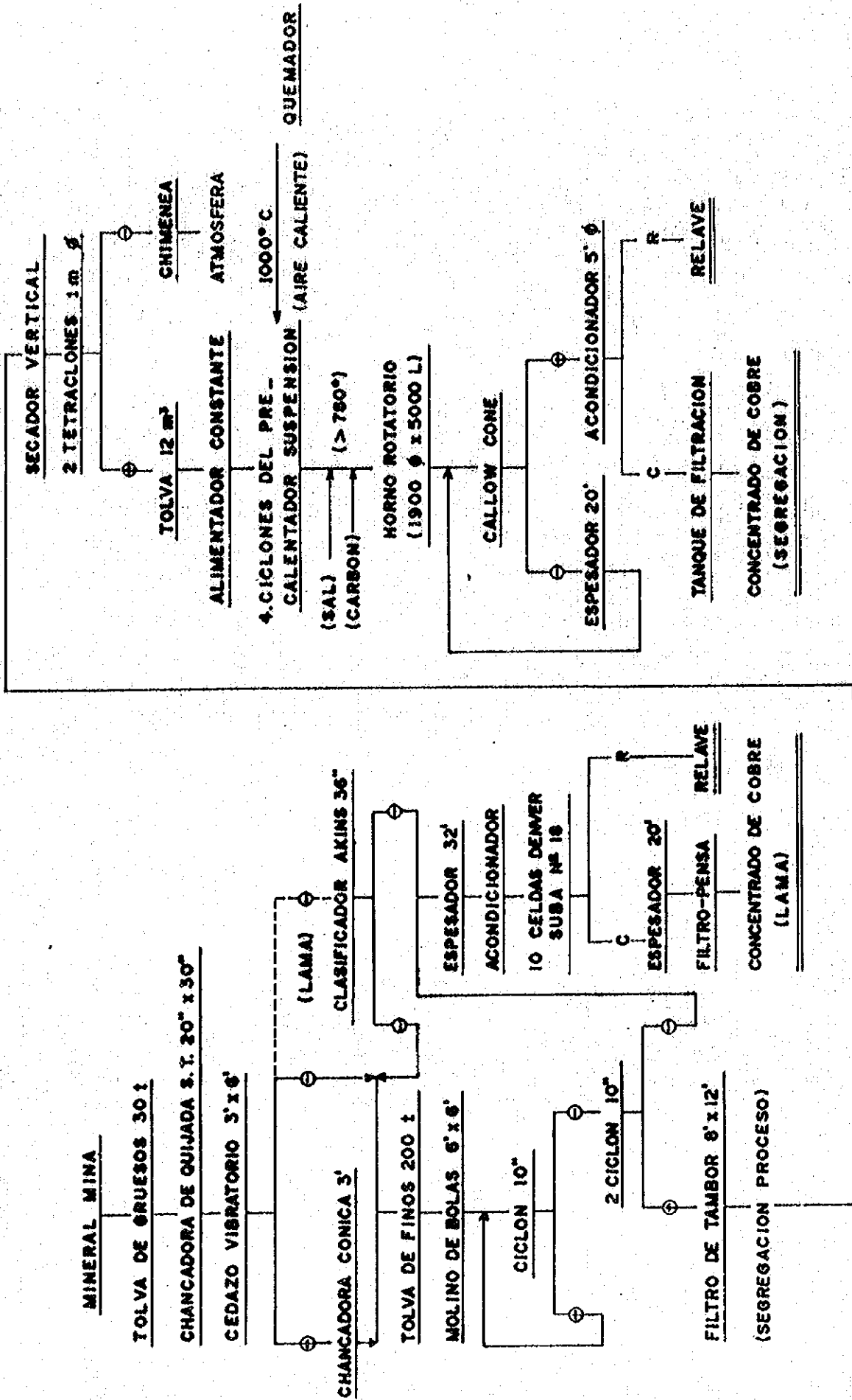


TABLA 4 - RESULTADO DE LOS MESES DE MARZO A MAYO 1976

	PESO TON.	LEY DE CU %	CONT. FINO TON.	DISTRIBUCION %
CABEZA	7.999.0	6.1	489.5	100.0
CONCENTRADOS	885.7	48.4	428.8	87.6
RELAVE	7.113.3	0.65	60.7	12.4

NOTA: 79.4 DIAS OPERADOS

TABLA 5 - CONSUMO DE LOS PRINCIPALES MATERIALES USADOS

MATERIALES	CANTIDAD USADA	POR TONELADA DE COBRE FINO
COQUE	491.9 T.	1.15 T.
SAL	44.6 T.	0.10 T.
BOLAS DE ACERO	3,930 Kg.	9.07 Kg.
ACEITE DE PINO	720 Kg.	1.68 Kg.
X-Nº 350	2,250 Kg.	5.25 Kg.
X-Nº 325	904 Kg.	2.11 Kg.
Z-200	612 Kg.	1.43 Kg.
PETROLEO MIXTO	143,060 Gls.	334 Gls.
ENERGIA ELECTRICA	944 MWH.	2.20 MWH.
TAREAS	3,776 D/H.	8.6 D/H.

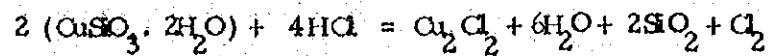
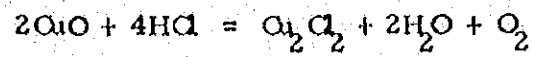
NOTA: EN LAS TAREAS SE HAN CONSIDERADO EL PERSONAL DE PLANTA, CASA DE FUERZA Y MANTENIMIENTO; LA UNIDAD ES DIA/HOMBRE.

TABLA 6-- RESULTADO RECIENTE DEL TRATAMIENTO DE KATANGA

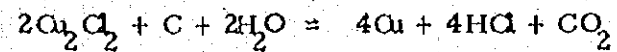
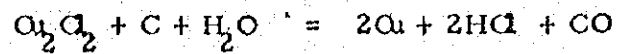
AÑO Y MES	C A B E Z A		C O N C E N T R A D O S						DIAS			
	PESO TONELADAS	LEY CU %	S E G R E G A C I O N			F L O T A C I O N				T O T A L		
			PESO TONELADAS	LEY CU %	RECUPE- RACION	PESO TONELADAS	LEY CU %	RECUPE- RACION		PESO TONELADAS	LEY CU %	RECUPE- RACION
1980	(3,875.0)	(4.26)	(207.1)	(41.0)	(84.9)	(127.2)	(25.5)	(56.2)	(334.3)	(35.1)	(71.1)	—
ENERO	3,200.4	4.33	78.9	38.7	80.9	196.1	27.0	54.1	275.0	30.4	60.3	25
FEBRERO	4,002.0	4.56	128.6	43.2	85.7	278.7	25.2	61.8	407.3	30.9	68.9	29
MARZO	4,806.2	4.17	207.9	40.1	85.6	265.5	23.9	65.6	473.4	31.0	73.2	31
ABRIL	4,214.2	4.17	180.1	39.4	86.0	210.1	25.6	61.1	390.2	32.0	71.0	28



2.) Volatilización del Cloruro de Cobre



3.) Descomposición del Cobre Metálico



B. - MINERAL DE CHAKALIA - BOLIVIA :

La Compañía Minera de Bolivia NITTO, trata mineral de Chakalia, este yacimiento se encuentra situado a 3,850 m. s. n. m. a 150 Km. al sur oeste de la Paz.

La Planta comenzó a operar en abril de 1963 con una capacidad de 5,000 t/mes hasta que en setiembre de 1967 fue ampliada a 12,000 t/mes con una ley de cabeza de 2.5% de Cu.

En la actualidad la planta opera con el método de flotación con xantatos y concentración gravimétrica para depósitos que contienen calcocita y cobre nativo, pero en algunas partes del depósito hay zonas de mineral oxidado y en el futuro el tratamiento de este mineral oxidado se debe considerar como un problema prioritario .

En este depósito el mineral oxidado contiene principalmente malaquita que se puede flotar con xantato de alta clase y sulfuración con Na_2S o NaHS .

La muestra del examen es la mezcla de cuatro depósitos como se indica en la Tabla N° 7.

Los resultados típicos del proceso de sulfuración se muestran en la Tabla N° 8 , donde además la prueba N° 6 se ha examinado en relación a la espuma conforme se aprecia en la Tabla N° 9.

TABLA 7- LEYES DE MINERAL EN LOS DEPOSITOS Y PROMEDIO

NOMBRE DE DEPOSITO	Cu %	Cu OXIDO %	S %
OLGA	6.65	5.48	1.33
SAN FERMIN	1.67	0.63	5.91
CODICIADA	6.17	5.87	0.98
PORFIA	15.99	15.43	3.56
MUESTRA PROMEDIO	7.8	6.9	3.0

TABLA 8 -LOS RESULTADOS DE FLOTACION POR EL PROCESO DE SULFURACION

Nº	REACTIVO PARA SULFURACION		COLECTOR X		PH XX	LEYES (%)			RECUPE RACION
		Kg/t		g/t		CABEZA	ESPUMA	DEPRIMIDO	
1	NaHS	8	AX 350	1.100	10.4	8.02	26.15	0.76	93.0
2	NaHS	8	AP 3501	520	9.9	6.03	26.98	1.34	87.3
3	NaHS	10	AP 404	750	7.2	7.93	26.11	0.76	93.1
4	NaHS	10	AP 412	850	7.2	7.88	26.43	1.67	89.1
5	NaHS	8	AX 350	900	7.2	6.61	29.36	0.90	91.5
6	Na ₂ S	6	AX 350	600	7.2	8.13	24.89	0.68	94.2

X AX = AEROKANTATO, AP = AEROPROMOTOR
 XX 1,2 = CON CAL, PH = ANTES DE ADICION DE REACTIVO PARA SULFURIZACION

TABLA 9- EJEMPLO DEL RESULTADO DE FLOTACION (Nº 6)

PRODUCTO	PESO %	PESO (%)			DISTRIBUCION		PH	REACTIVO		
		Cu	ACUMULA- DO Cu %	RELAVE	Cu	ACUMU- DO Cu %		Na ₂ S	AX 350	AEROFROTH 70
CABEZA	100	8.13	—	—	100	—	7.2	Kg/t	g/t	g/t
ESPUMA 1	15.7	39.75	39.75	2.24	76.6	76.6	8.4	2	250	20
2	7.1	15.82	32.30	0.94	14.5	91.1	—	2	250	10
3	4.6	4.01	27.38	0.75	2.2	93.3	—	1	100	—
4	3.1	2.34	24.69	0.68	0.9	94.2	—	1	100	—
RELAVE	69.2	0.68	—	—	5.8	—	9.1	—	—	—

En este mineral en la cabeza de flotación las partes finas o de lamas tienen leyes más altas que las partes gruesas o de arenas.

De las lamas el cobre fino oxidado se puede flotar con potassium octyl hydroxamate (P. O. HX) sin reactivos de sulfuración.

En la Fig. N° 14 , los resultados de flotación de lamas se muestran en las dos curvas, con adición de H_2SO_4 y hasta pH. 6 y sin adición con pH = 7 . En este caso la cantidad de P. O. Hx. es de 250 gr/t. Nontándose que se obtiene mejores resultados con pH = 6 .

En el caso de flotación de arenas los resultados típicos se muestran en la Tabla N° 10

Cuando se separan en lamas y arenas la cabeza, un ejemplo del resultado total se muestra en la Tabla N° 11, pero estos resultados son más o menos iguales a la flotación general como se indica en la Tabla N° 9.

Todo esto demuestra la dificultad para flotar los óxidos de cobre.

C. - MINERAL DE DEPOSITOS DE VETAS :

El mineral que contiene óxido de cobre tipo filón, como malaquita, crisocola, atacamita , brocantita pequeña y gangas como piedra arenisca, pizarras aglomeradas, porphyrita, cuarzo con pirita, andesita y calcita (9% $Ca Co_3$).

FIG. 14 - RESULTADOS DE FLOTACION DE LAMA PÓL. H.H.H.K.

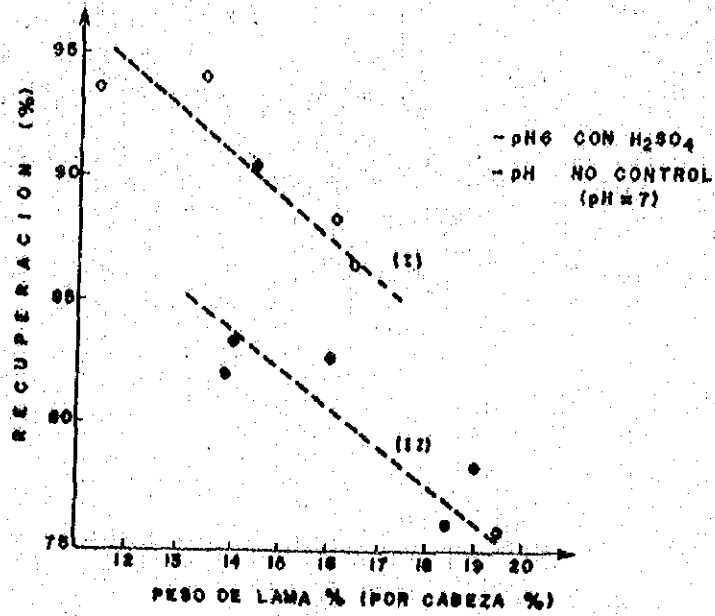


FIG. 15 - FLOW-SHEET DEL CONCENTRADO DE COBRE

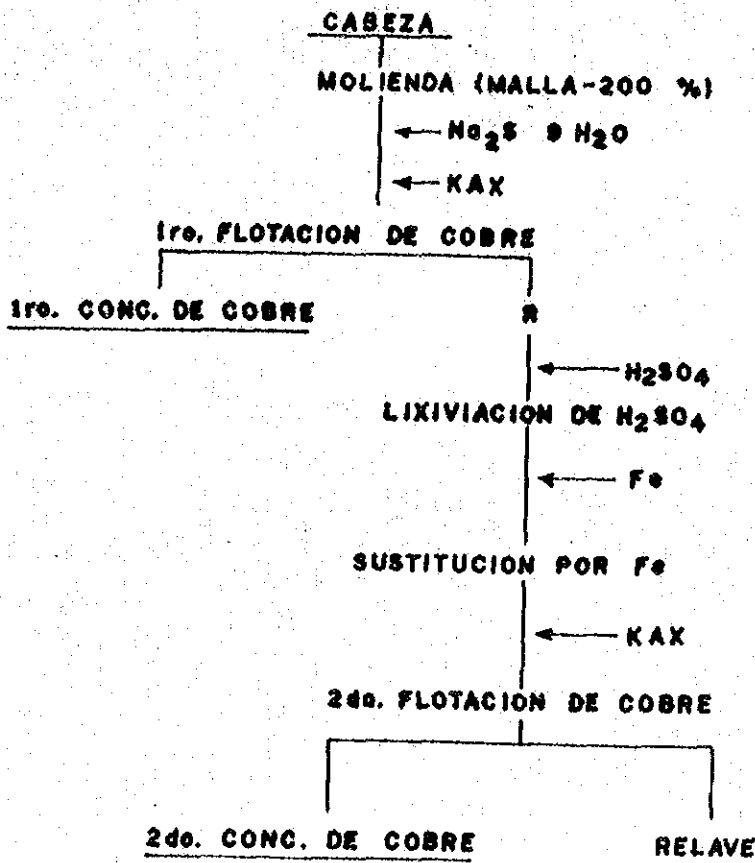


TABLA 10- RESULTADOS DE FLOTACION DE ARENA

NA	REACTIVO		COLECTOR		TEMP. DE PULPA	PESO DE ARENA %	LEYES (%)			RECUPERACION %
		Kg/t		g/t			CABEZA	ESPUMA	RELAVE	
1	NaHS	5	AP 404	500	15	86.0	6.96	28.81	0.66	92.4
2	NaHS	5	AP 404	500	40	86.6	6.96	27.96	0.60	93.4
3	Na ₂ S	4.5	AX 350	450	15	86.2	6.97	24.44	0.58	93.9
4	Na ₂ S	4.5	AX 350	450	40	84.6	6.84	27.07	0.55	94.0

TABLA 11- EJEMPLO DEL RESULTADO TOTAL DE FLOTACION FRACTURA DE LAMA Y ARENA

PRODUCTO	PESO %	LEYES %	DISTRIBUCION	CONDICION DE FLOTACION
CABEZA	100	8.19	100	FLOTACION DE LAMA PH= 5.9, TEMPERATURA DE PULPA 15°C. P.O.HX. 250 g/t
LAMA	11.3	15.85	21.9	
ESPUMA	8.5	19.58	20.5	
RELAVE	2.6	4.20	1.4	
ARENA	86.7	7.21	78.1	FLOTACION DE ARENA TEMPERATURA DE PULPA 40°C Na ₂ S 4.5 kg/t AX 350 450 g/t
ESPUMA	22.7	26.44	73.2	
RELAVE	66.0	0.60	4.9	
ESPUMA TOTAL	31.2	24.56	93.7	
RELAVE TOTAL	66.8	0.75	6.3	

Este mineral tiene la disseminación de cobre con colores verde o azul y geotita como mineral de fierro.

En lixiviación con H_2SO_4 puede recuperarse 95% Cu, pero su ratio de concentración es muy alto (4.2.).

TABLAS

En este tipo de mineral la composición es como se indica en la Tabla N°12 y los minerales que contienen malaquita, atacamita y crisocola y pequeñas cantidades de brocantita como se indica en la Tabla N° 13. El resultado con este tipo de mineral es como se indica en la Tabla N° 14, tendiendo a recuperar el 77% de Cu, con una Ley de 17% .

También cuando los relaves y medios son tratados en circuitos cerrados se puede conseguir resultados con igual recuperación con una Ley de 26.78% conforme se indica en la Tabla N° 15, pero su relave sube a 1.08% de Cu, en tal sentido podemos indicar que el tratamiento de estos minerales es muy difícil .

D. - MINERAL DE DEPOSITOS PORFIRITICOS

En estos yacimientos los minerales de cobre oxidado están en forma de malaquita, crisocola, y en arcillas con contenido de cobre. En la parte superficial la zona es de óxidos de cobre, siguiendo principalmente zonas de sulfuros secundarios y la zona de sulfuros primarios . Los minerales de sulfuros primarios la calcopirita con pequeña cantidad de bornita y pirita los minerales de sulfuros secundarios son calcocita, covelita, etc.

TABLA 12- COMPOSICION DEL MINERAL "A"

Cu	Fe	S	CaO	MgO	Al ₂ O ₃	SiO ₂	CO ₂	Cl		SOLUBLE NO ₃
								TOTAL	SOLUBLE	
4.16	3.04	0.48	4.90	1.37	12.70	50.23	4.78	1.86	1.04	3.92

TABLA 13 - MINERALES DE COBRE EN MINERAL "A"

MALAQUITA	CRISOCOLA	ATACAMITA	BROCANITA
+++	+	++	+

TABLA 14- RESULTADO DE FLOTACION EN MINERAL "A"

	LEY Cu %	RECUPERACION		PH	R E A C T I V O g/l					NOTA
		PESO	Cu		Na ₂ CO ₃	Na ₂ S	Na ₂ SiO ₃	KAX	AP (NA 5)	
CABEZA	3.98	100.0	100.0	—	Kg/l	—	—	—	—	— 200 m
1er. CONCENTRADO	17.04	18.0	78.9	8.8	1.2	330x4	300	140x2	60	81 %
2do. CONCENTRADO	5.02	7.8	5.9	8.8	—	300x2	100	1400x2	60	REMOLIENDA Y FLOTACION
RELAVE	0.94	73.0	17.2	—	—	—	—	—	—	
PARIDAD DE SOL	—	1.2	—	—	—	—	—	—	—	

TABLA 15 - RESULTADO DE FLOTACION EN CICLO CERRADO EN MINERAL "A"

	PESO %	Cu %		NOTA
		LEY	RECUPERACION	
CABEZA	1000	4.21	100.0	CON IGUAL CONDICION DE LA TABLA DE ARRIBA
COND. COBRE	122	26.78	77.5	
RELAVE	878	1.08	22.5	

En la zona de óxidos de cobre que han sufrido mucha alteración y oxidación existe cuarzo, kaolina, sericita, clorita, etc, que cambiaron desde piedra arsenica, tufo, andesita, etc. En el mineral frágil de cobre principalmente existe en la forma de cobre sustituable en arcilla, porque este cobre puede extraerse muy fácilmente con H_2SO_4 o CH_3COOH .

Los minerales de óxidos de cobre, como se muestra en la Tabla N° 16 es tratado en el proceso de flotación y LPF. El resultado de este tratamiento se muestra en la Tabla N° 17 como un ejemplo. (Tabla N° 17).

E. - MINERAL DE DEPOSITO DE CAPA

Este mineral en shale que cambiaba a arcilla en algunas partes, malaquita y pequeñas cantidades de cuprita y tenorita existiendo como mineral de cobre. El mineral de malaquita es grande y se puede flotar fácilmente los resultados de este tipo de mineral se indica en la Tabla N° 18 , 19.

Con Na_2S 2.2 Kg/ton. KAX 550 gr/ton. se obtiene un concentrado con 33 % de cobre y una recuperación metalúrgica de 83.7% . Cuando se usa Na_2SiO_3 a fin de dispersar las lamas el concentrado puede llegar a 35% de cobre, pero obteniéndose una recuperación que alcanza sólo 77.8%.

27
TABLA 16 - COMPOSICION DEL MINERAL B

Au	Ag	T. Cu	O. Cu	Fe	S	CaO
0.7 g/l	4 g/l	1.80	1.61	3.08	0.22	0.01
MgO	Al ₂ O ₃	K ₂ O	Na ₂ O	SiO ₂	CO ₂	
1.89	16.90	2.62	0.46	66.45	0.44	

TABLA 17 - RESULTADO DE FLOTACION Y L.P.F

	LEYES g/t %			RECUPERACION %				pH	REACTIVO Kg/t			
	Au	Ag	Cu	PESO	Au	Ag	Cu		H ₂ SO ₄	POLVO DE Fe	Na ₂ S	KAX
CABEZA	0.6	4	1.87	100.0	100.0	100.0	100.0	—	—	—	—	—
1ro. CONC. DE Cu	12.6	71	26.08	3.16	86.6	61.1	44.0	10.2	—	—	3.6	0.2
2do. CONC. DE Cu	1.3	10	20.34	4.08	11.6	11.1	44.1	4.2	26	16	—	0.1
TOTAL	6.2	37	22.75	7.2	97.1	72.2	88.1	—	—	—	—	—
PROMEDIO	0.5	5	1.04	4.6	2.9	3.7	2.6	—	—	—	—	—
RELAVE	VEST.	1	0.20	88.3	—	24.1	9.4	—	—	—	—	—

NOTA: POLVO DE FIERRO REDUCIDO; TOTAL Fe: 96.69 %, Metal Fe: 87.63 %
 : ACEITE DE PINO: 1ro. 60 g/l, 2do. 30 g/l

TABLA 18 - COMPOSICION DEL MINERAL CONCENTRADO

Au	Ag	T. Cu	O. Cu	Fe	S	CaO
0.1 g/l	2 g/l	6.47	5.24	6.06	0.03	<0.01
MgO	Al ₂ O ₃	K ₂ O	Na ₂ O	SiO ₂	CO ₂	
0.67	7.70	1.13	0.03	69.69	2.02	

TABLA 19 - RESULTADOS DE FLOTACION DE MINERAL CONCENTRADO

	L E Y E S			RECUPERACION %		pH	R E A C T I V O g/l			
	Au g/l	Ag g/l	Cu %	PESO	Cu		Na ₂ S	Na ₂ SiO ₃	KAX	ACEITE DE PINO
1-CABEZA	—	—	5.33	100.0	100.0	—	—	—	—	—
CONC. LIMPIO	0.6	6	33.06	13.6	63.7	8.1	2.2	—	360	60
RELAVE LIMPIO	0.7	7	1.44	3.7	1.0	—	—	—	—	—
CONC. SCAVENGER	< 0.1	1	6.85	6.0	6.8	8.9	0.6	—	100	—
PROMEDIO	—	—	5.80	11.7	9.8	—	—	—	—	—
RELAVE	< 0.1	1	0.46	74.6	6.6	—	—	—	—	—
2-CABEZA	—	—	5.43	100.0	100.0	—	—	—	—	—
CONC. LIMPIO	0.6	5	36.21	12.0	77.8	8.1	2.2	300	650	60
RELAVE LIMPIO	0.7	5	2.65	4.0	1.9	—	—	—	—	—
CONC. SCAVENGER	< 0.1	1	7.15	7.4	9.7	8.8	0.6	—	100	—
PROMEDIO	—	—	5.52	11.4	11.6	—	—	—	—	—
RELAVE	< 0.1	2	0.75	76.6	10.6	—	—	—	—	—

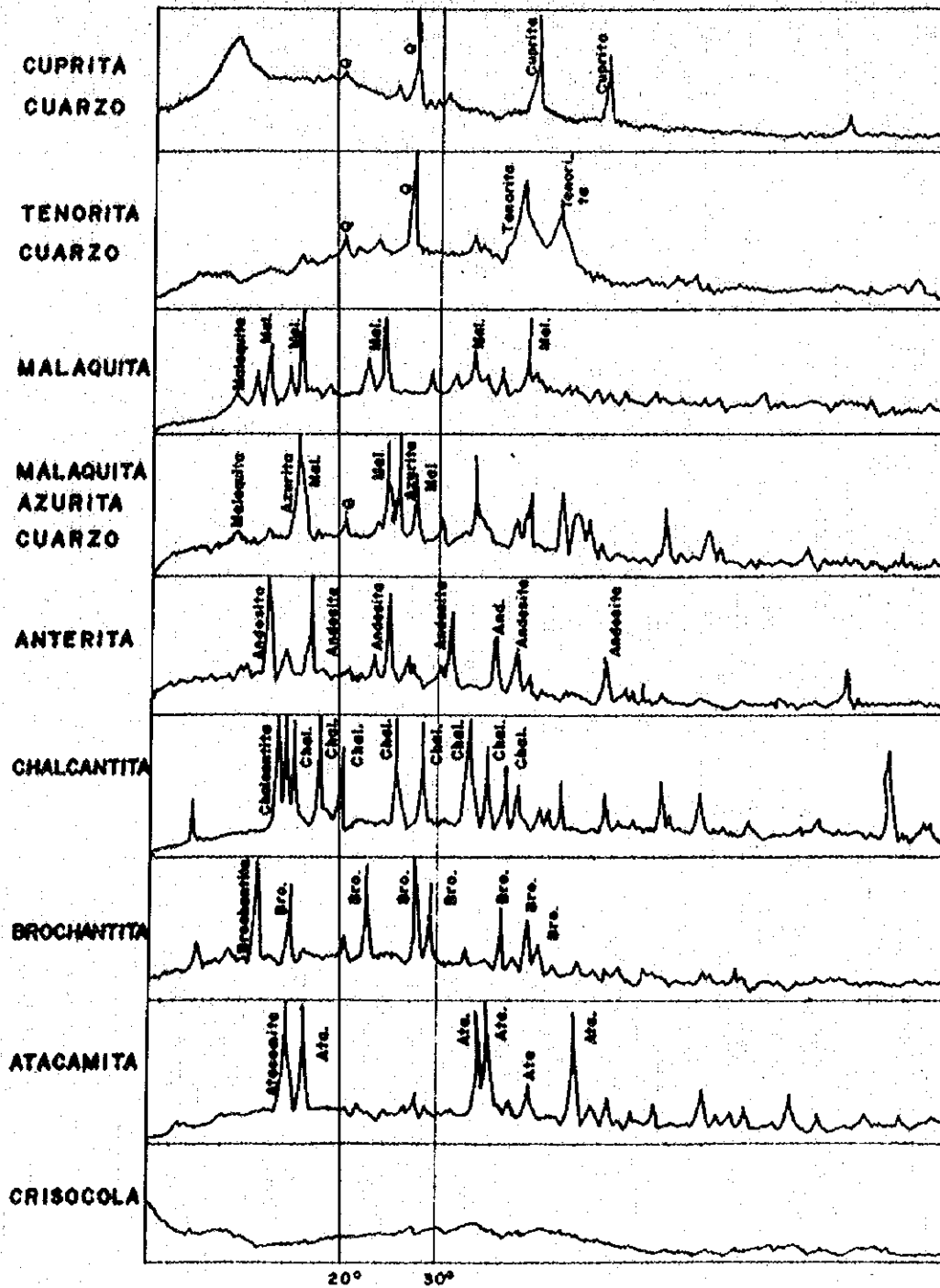
1) TIEMPO DE FLOTACION: ROUGHER 20', SCAVENGER 25'
 2) Na₂S, KAX, ESTEPA AÑADO
 3) TAMAÑO DE MOLIENDA: MALLA -200; 70 %

APENDICE I - MINERALES DE OXIDO DE COBRE

NOMBRE DEL MINERAL	FORMULA QUIMICA	Cu %	PESO ESPECIFICO	DUREZA	SISTEMA DE	COLOR
COBRE NATURAL	Cu	90~100	8.8~8.9	2.5~3	ICOMETRICO	COBRE (ROJO)
ATACAMITA	$Cu_2(OH)_3Cl$	59.6	3.8	3~5.5	ROMBICO	VERDE
MALAQUITA	$Cu_2(CO_3)(OH)_2$	57.6	4.0~4.1	3.5~4	MONOCLINICO	VERDE
AZURITA	$Cu_3(CO_3)_2(OH)_2$	58.4	3.8	3.5~4	MONOCLINICO	AZUL
CRIZOCOLA	$CuSiO_3 \cdot 2H_2O$	36.2	2.0~2.4	2.5	—	VERDE - AZUL
BROCAANTITA	$Cu_4(SO_4)(OH)_6$	56.3	4.0	3.5~4	MONOCLINICO	VERDE
ANTERIRA	$Cu_3(SO_4)(OH)_4$	55.6	3.9	3	ROMBICO	VERDE - OLIVO

APENDICE 2

IMAGEN DE REFRACCION DE RAYOS X PARA OXIDO DE COBRE



AGRADECIMIENTO

El logro del presente Informe se ha hecho posible en gran parte debido a la valiosa colaboración que he recibido y por ello ; deseo expresar mi sincero agradecimiento al "Comité de Estudios de Flotación de Minerales de Oxidos de Cobre" del Instituto de Metalurgia del Japón (M. M. I. J.) ; al Sr. Yukio Shimatani de Mitsui Mining & Smelting Co. Ltd. por la última Información sobre el "Proceso de Segregación de Katanga" . Asimismo a los ingenieros José Vidalón y Aquiles Figueroa del INGEMMET quienes colaboraron en lo relativo al tratamiento de minerales, como su traducción al castellano y ; a todos los que de una u otra forma colaboraron en la preparación del presente informe, a todos ellos mi profunda gratitud.

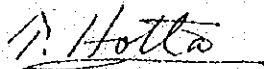
AKIRA NAKAMURA

BIBLIOGRAFIA

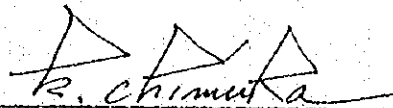
1. Isao Matuoka : Estudio hasta el presente sobre la Flotación de Minerales de Cobre Oxidados, MMIJ. 1974, otoño, G-1.
2. Shigeru Mukai, Takashide Matuoka : Estudio fundamental sobre la flotación del mineral de cobre silicato , MMIJ, 1974 otoño, G-2.
3. Yujiro Fuju : Estudio sobre la Flotación de Atacamita con Xantato y Sulfuración, MMIJ, 1974, otoño , G-3.
4. Takeharu Yamaguchi : Tratamiento del Mineral de Cobre Oxidado en la Cía. Minera Katanga, Perú, MMIJ, 1974, otoño, G- 4 .
5. Masataka Takeuchi , Tatumi Hatanaka : Sobre Flotación de algunos Minerales de Cobre Oxidados . MMIJ, 1974, otoño - G - 5.
6. Shigeru Hashimoto : Examen de Flotación de Mineral de Cobre Oxidado en la Cía. Minera Chakalia, Bolivia, MMIJ, 1974, - otoño, G- 6.
7. Shigeru Mukai : Los puntos de problema sobre la Flotación de Minerales de Cobre Oxidados , MMIJ, 1974, otoño, G- 7.
8. Yukio Shimatani : La Operación de Prueba del Método de Segregación de la Mina Katanga.
IV-4, XII Convención de Ingenieros de Minas, Arequipa, 8-12 Set. 1978.

JAPAN INTERNATIONAL COOPERATION AGENCY

Misión Japonesa de Minería



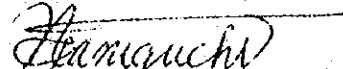
Ing. Takamasa Hotta
Director General



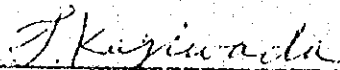
Ing. Kazuhiro Chimura
Director



Ing. Akira Nakamura
Director



Ing. Nagayasu Taniguchi
Director



Ing. Tetsuo Kagiwada
Director

CONVENIO DE COOPERACION TECNICA INTER
NACIONAL ENTRE EL GOBIERNO DEL JA-
PON Y EL GOBIERNO DEL PERU.

Lima, noviembre 1980

.....
Ing JAVIER LI ROBLES

Los expertos de la Misión Japonesa de Minería y los ingenieros del Ministerio de Energía y Minas e INGEMMET, expresan su agradecimiento a la Empresa Minera del Centro del Perú-Unidad Morococha, por las facilidades y apoyo brindado para el logro del presente trabajo.

ESTUDIO DE VENTILACION SUBTERRANEA , SEGURIDAD E
HIGIENE AMBIENTAL EN LA UNIDAD MOROCOCHA DE
LA EMPRESA MINERA DEL CENTRO DEL PERU

La Misión Japonesa de Minería representado por los funcionarios de la Japan International Cooperation Agency (J. I. C. A.) - ingeniero Tetsuo Kagiwada, conjuntamente con los representantes del Ministerio de Energía y Minas, INGEMMET y CENTRO - MIN - PERU ingenieros Tomás Acero Rosales, Javier Li Robles Luis Llontop Bravo y Francisco Yana respectivamente, efectuaron un Estudio de Ventilación Subterránea, Seguridad e Higiene Ambiental en las labores subterráneas e instalaciones de superficie en la Unidad Morococha de CENTROMIN-PERU, entre el 21 al 24 de julio de 1980.

El estudio se llevó a cabo de acuerdo al Programa de Actividades del Convenio de Cooperación Técnica Internacional en Seguridad e Higiene Minera.

1. GENERALIDADES

1.1. Ubicación de la mina

La Unidad Morococha está ubicada en el Distrito minero de Morococha, Provincia de Yauli, Dpto. de Junín, en las inmediaciones de la carretera central aproximadamente a 150 km. al E N E de Lima
Geográficamente está localizada en la zona central, fleco oriental de la Cordillera de Los Andes, en una re

gión de topografía bastante accidentada con elevaciones que varían entre 4500 y 4900 metros sobre el nivel del mar.

1.2. ACCESIBILIDAD

La mina Morococha es accesible por la carretera central.

2. GEOLOGIA

2.1. ESTRATIGRAFIA

En el distrito minero de Morococha están expuestas una gran variedad de formaciones rocosas. El basamento está formado por filitas y lutitas del Paleozonico inferior de la Serie Excelsior, que no afloran en el distrito, pero que se han observado en las labores subterráneas, especialmente en el tunel Kingsmill (Nivel 1700).

Sobre la Serie Excelsior y en discordia angular, descansa una secuencia volcánico-sedimentaria del Paleozoico superior que se conoce como volcánicos Catalina y que afloran al Este del distrito; sobre estos sobreyacen en discordancia erosional los sedimentos calcáreos del grupo Pucará. Las calizas Pucará ocupan gran parte del distrito y consisten de una secuencia de calizas y areniscas alternando con lutitas y brechas calcáreas y margas dolomíticas.

Sobreyaciendo sobre las calizas Pucará y en discordan-

cia angular están los sedimentos del grupo Goyllarisquizza que consisten de un conglomerado rojizo en la base seguido de arenizas, lutitas, margas, calizas y cuarcitas, este grupo aflora al NE en las márgenes del distrito.

En concordancia con el grupo Goyllarisquizza están los sedimentos calcáreos y lutáceos del grupo Machay que afloran al NE fuera de los límites del distrito.

3. RESERVAS

Las reservas probadas-probables, alcanzan 5'000,000 T. C. S. con las siguientes leyes :

Cu = 0.9 %
Pb = 0.65 %
Zn = 1.65 %
Ag = 4.10 Onz.

La producción diaria es de 1600 Ton. C. S. /día , 48,000 T. C. S. /mes.

4. PERSONAL

LUGAR	N° TRABAJADORES
Mina	818
Concentradora	102
Superficie	285
Empleados	145
Planilla Adm. Sup.	35
TOTAL..... 1385	

5. METODO DE EXPLOTACION

La Unidad Morococha está constituida por dos zonas básicas Mina Central y Minas Satélites.

La Central consta de las secciones siguientes :

- Ombla
- Sulfurosa
- Quinsmil

Las minas satélites comprenden la sección La Pampa y Sección San Antonio.

En un 50% de labores de la mina Central se practica el método corte y relleno (con relleno hidráulico) y en el 15% el de reducción (shirinkage). El total de la producción subterránea agregado a los porcentajes anteriores, tiene el origen siguiente : Desarrollos 20% preparación de tajeos 10% y de canchas 5%.

La perforación se efectúa con equipo INGERSOLL RAND Modelo JR 300 A (STOPER) , y JR 300 (JACK LEG) , para la limpieza de frentes se utilizan palas mecánicas EIMCO modelos 12 y 24 . El ancho promedio de tajeado es de 3 a 3.5 pies , siendo la potencia promedio de la veta 2 pies.

La extracción del mineral desde los tajeos se efectúa con locomotoras a TROLLEY de 4 a 6 Ton. y carros mineros de 40 pies cúbicos del tipo balancín. En los tajeos se utilizan winches eléctricos y neumáticos (de 7.5 a 15 HP).

Las minas satélites San Antonio y La Pampa se explotan mediante reducción (shirinkage) y la extracción con cargadores frontales y volquetes Diesel.

La eficiencia de las operaciones mineras es del orden de 3.12 T. C. S. por hombre - guardia.

En la Unidad Morococha a parte del Tungsteno obtenido como sub-producto , actualmente se esta recuperando este metal de los relaves antiguos.

La capacidad de la planta concentradora es de 1600 toneladas por día. De otro lado , se recupera cobre de baja ley mediante lixiviación en canchas , a nivel de planta piloto ,

HORARIO DE TRABAJO EN MINAS

7.30 a. m. a 4.30 p. m.
7.30 p. m. a 4.30 a. m.

DISPAROS

3.45 a. m. y 3.45 p. m.

EXPLOSIVOS EMPLEADOS

- Dinamita
- ANFO en minas satélites

DE LA VISITA

Antes del inicio del estudio, el Superintendente General Ing. Américo Bejarano y la plana mayor de la Unidad Morococha integrado por el Geólogo de la División Ing. Hugo Alvarez y el Jefe del Programa de Seguridad e Higiene Minera Ing. Pedro Muñoz, hicieron una exposición detallada de la mina Morococha, las características geológicas del yacimiento y actividades desarrolladas por el Programa de Seguridad e Higiene Minera respectivamente.

Durante el desarrollo del estudio, la comisión puso especial énfasis en los aspectos de ventilación subterránea y seguridad en las labores subterráneas. De otro lado la empresa proporcionó apoyo y máxima colaboración, lo que permitió que este se llevara a cabo sin dificultades y con eficiencia.

ANTECEDENTES

La mina Morococha es uno de los Centros Mineros más antiguos de la zona y se le ha explotado utilizando diversas metodologías. Su extensión en galerías y caminos alcanzan los 70 km.

Lo anterior concede características especiales a la citada mina, especialmente en el aspecto de ventilación y accesibilidad a los diferentes lugares de trabajo, que han influenciado en el resultado del estudio.

SISTEMA DE VENTILACION

La ventilación subterránea de la mina Morococha , es mixta. Los principales volúmenes de aire ingresan por el Pique María, Pique San Francisco y Bocamina del Nv. 300 - Santa Rosa . Se ayuda el movimiento de aire en algunas secciones mediante la ayuda de ventiladores de capacidades entre 5000 y 30000 PCM.

REQUERIMIENTOS DE AIRE FRESCO

El volumen de aire fresco necesario de acuerdo a los requerimientos establecidos por el Reglamento de Bienestar y Seguridad Minera Peruano, teniendo en cuenta la altura donde está ubicada la mina Morococha es el siguiente :

VOLUMEN DE AIRE FRESCO NECESARIO

Personal por guardia	N°	Volumen de aire por persona .	T O T A L	
			m ³ /min.	P ³ /min.
<u>Morococha</u> Ombla Sulfurosa Quinsmil	300	6 m ³ /min.	1800	63,540
<u>Satélites</u> La Pampa San Antonio	50	6 m ³ /min.	300	10,590
TOTAL :	350		2100	74,130

Como una referencia teórica, se ha calculado que la mina Morococha para sus 350 trabajadores que permanecen durante cada guardia en subsuelo, es necesario hacerles llegar $63,540 \text{ P}^3 / \text{min.}$ ($1,800 \text{ m}^3 / \text{min}$) de aire fresco.

En las minas satélites, actualmente independientes de la mina principal, será necesario movilizar un promedio de $10,600 \text{ P}^3 / \text{min.}$ ($300 \text{ m}^3 / \text{min.}$) considerando que los trabajos en las minas LA PAMPA y SAN ANTONIO son mecanizados y utilizan cargadores frontales, scoops y volquetes, todos ellos equipados con motores Diesel.

RESULTADOS DEL ESTUDIO

EVALUACION DE LAS CONDICIONES DE VENTILACION ACTUALES .

Con el objeto de evaluar las condiciones de la ventilación en las minas de la Unidad Morococha, se efectuaron mediciones del movimiento de aire, principalmente en los lugares donde existía actividad minera, es decir donde había hombres trabajando; asimismo en bocaminas, galerías principales, caminos de acceso y lugares de tránsito frecuente del personal.

Los resultados de las mediciones de velocidad y caudales de aire calculados en las diferentes estaciones de interior de mina se presenta en la Tabla N° 1. Asimismo se presenta más adelante el balance general del movimiento de aire.

TABLA N° 1

EVALUACION DEL MOVIMIENTO DE AIRE EN LA MINA
MOROCOCHA

N°	LUGAR	Velocidad P/min.	Caudal P ³ /min	Referencia en planos	OBSERVACIONES
1	Pique María-Collar	238	8,300	1	Entrada Principal
2	Gal. hacia V. Ingenieros	78	4,200	2	Aire entra
3	Veta Ingenieros	NMA	-	3	Necesita vent. aux.
4	Gal. a Veta Katinga	30	2,100	4	Aire entra
5	Nv. 750 María-Crucero 148	NMA	-	5	Necesita vent. aux.
6	Stope 334 este y oeste	NMA	-	6	Necesita vent. aux.
7	Nv. 750 labor 345 E. V. Katinga	NMA	-	7	Necesita vent. aux.
8	Veta Minoro Manuelita	NMA	-	8	Instalar compuerta
9	Nv. 750 Veta La Joven	146	8,300	9	Aire hacia pique María
10	Nv. 750 Crucero Pique María	85	4,400	10	Aire sube a superficie
11	Nv. 1000 Gal. 142	120	4,600	11	Aire sube a superficie
12	Pique San Francisco	RMA	-	12	Aire Pique Natividad
13	Nv. 1000 Crucero 4 E-8	340	17,300	13	P. María A. P. Natividad
14	Nv. 1000 E - 7	60	3,000	14	V. Natividad A. P. Central
15	Nv. 1000 Gal. 63	NMA	-	15	Necesita ventilar
16	Nv. 1000 Gal. 102	34	2,200	16	Stopes Mal ventilados
17	Nv. 1000 Nv. 54 c g.	NMA	-	17	4 tajeos mal ventilados
18	Nv. 400 - para relleno	PMA	-	18	No hay labores
19	Nv. 400 crucero 130	125	6,900	19	Aire A. P. Chiribiribin
20	Nv. 400 Gal.	120	7,300	20	Aire A. P. Chiribiribin
21	Nv. 400 Ch. 184 rice 12 E	90	4,000	21	Aire baja a stopes 201 y 184
22	Nv. 750 Drift 155 W	PMA	-	22	-----
23	Nv. 750 Crucero 162	220	15,800	23	Aire hacia Pique Central

N°	LUGAR	Velocidad P/min.	Cauchl. P ³ /min	Ref. en planos	OBSERVACIONES
24	Nv. 750 Drift 215	50	3,000	24	Aire hacia V. María Elena.
25	Entrada hacia veta María Elena	NMA	-	25	Presencia de CO
26	Chiribiribin Ramal 107	140	-	26	Ventilado con Venturi
27	Drift 93 - desarrollo	NMA	-	27	Labores sin ventilación
28	Nv. 750 Drift 137	17	960	28	Aire hacia Rise 162
29	Nv. 750 Crucero 93	PMA	-	29	Cruceros 93 y 164 obstruidos.
30	Nv. 750 Gal. 162 Stope	300	16,500	30	Buen movimiento de aire
31	Nv. 1200 Crucero 120	200	5,900	31	Aire hacia ombla
32	Nv. 1200 comedor	100	5,000	32	No hay labores
33	Nv. 1200 stope 120	180	5,900	33	Aire hacia P. Central
34	Nv. 1200 Crucero 31 Drift E	NMA	-	34	Falta ventilación
35	Nv. 1200 Crucero 178 Drift	68	3,500	35	Aire hacia Nv. 1000
36	Nv. 1200 Chimenea 149	NMA	-	36	Ventilación deficiente
37	Nv. 400 Crucero 308 S E-8	300	22,700	37	Ingreso de aire
38	Nv. 400 Estación 5	130	9,600	38	Ingreso de aire
39	Nv. 400 Estación 4	240	17,400	39	Ingreso de aire
40	Nv. 400 Estación 1	180	13,200	40	Ingreso de aire
41	Nv. 1000 Crucero 386	200	13,000	41	Aire entra a V. Minero
42	Nv. 1000 Crucero 324 E-5	280	20,300	42	Aire sale a Gal. 124
43	Nv. 1000 Crucero María E-D	60	3,300	43	Ingreso de aire
44	Nv. 400 Pique San Francisco	215	9,300	44	Aire baja a labores
45	Tunel cerca al Colegio	40	800	45	Entrada de aire
46	Nv. 300 Bocamina Sta. Rosa E-1	90	4,500	46	Entrada de aire
47	Nv. 400 Ch. 431	10	300	47	Entrada de aire
48	Nv. 400 Crucero Carlos Reynaldo.	290	14,700	48	Entrada de aire
49	Estación 9 (6)	150	7,800	49	Entrada de aire
50	Pique central comprt. 1 y 2	140	2,300	50	Entrada de aire

N°	L U G A R	Velocidad P/min	Caudal P ³ /min	Ref. en planos	OBSERVACIONES
51	Pique central compart. 3	160	2,500	50	Salida de aire
52	Pique Natividad	240	15,200	51	Salida de aire
53	Pique María compart. 1 y 2	150	6,000	52	Salida de aire
54	Bocamina Natividad 2	130	6,000	53	Salida de aire
<u>MINAS SATELITES</u>					
<u>A LA PAMPA</u>					
55	Bocam. Rampa ALAPAMPA	NMA	-	55	Comunicará con M. Venecia.
56	Gal. Principal Alapampa	NMA	-	56	Usar vent. auxiliar
57	Gal. Gullermina 2da.	8	4,600	57	Trabaja equipo Diesel
<u>OMBLA</u>					
58	Bocam. M. Ombla Gal. 213	NMA	-	58	Trabajan 3 hom. contrat.
59	M. Ombla labor Venecia	NMA	-	59	Busando estructura
<u>SAN LUIS</u>					
60	Bocamina ensanche San Luis 7	NMA	-	60	Personal contratado
61	Nv. 2 Gal. 234	PMA	-	61	Solo aire de perforación
62	Nv. 2 Frente 2	NMA	-	62	Solo aire de perforación
<u>VENECIA</u>					
63	Bocamina M. Venecia	NMA	-	63	No hay ventilación
64	Gal. 211	NMA	-	64	Personal contratado
65	Frente ciego, 5 personas	NMA	-	65	No hay mov. de aire

NMA = No hay movimiento de aire

PMA = Poco movimiento de aire (menos de 5 pies por min)

De los resultados obtenidos en la Tabla N° 1 se puede concluir que el movimiento de aire en interior de mina es bastante irregular. Se ha observado que en algunas zonas de trabajo la ventilación es buena y en otras, prácticamente hay ausencia de ventilación, Las razones principales son :

1. Gran extensión de la mina.
2. Galerías y labores antiguas abandonadas que constituyen una resistencia extra al paso del aire fresco.
3. No existen circuitos de ventilación independientes.
4. Falta de chimeneas y ventilación mecánica
5. El planeamiento de la ventilación no ha marchado paralelo al desarrollo de las labores mineras.

Lo anterior deberá subsanarse con las recomendaciones que se anotan más adelante.

En la Tabla N° 2 siguiente, se presenta el balance general del movimiento de aire.

Ver en la pag. siguiente

//..

TABLA N° 2

BALANCE GENERAL DE LA VENTILACION SUBTERRANEA DE LA
MINA MOROCOCHA

ENTRADAS	Caudal P ³ /min.	SALIDAS	Caudal P ³ /min.
Pique María - Collar	8,300	Pique central-compart. 3	2,500
Pique San Francisco	9,300	Pique Natividad	15,200
Tunel (cerca al colegio)	800	Pique María-compart 1 y 2	6,000
Nv. 300 Santa Rosa	4,500	Bocam. Natividad 2	6,000
Nv. 400 Ch. 431	300		
Pique central-compart. 1 y 2	2,300		
Aire de perforación	4,200		
TOTAL.....	29,700		29,700

El balance general de la ventilación subterránea de la mina Morococha indica que hay correlación entre el resultado de las mediciones del volumen de aire que ingresa y el aire usado que sale. Sin embargo, el caudal total que se moviliza 29,700 P³/min no satisface las necesidades de aire fresco de 63,540 P³/min. calculados para los 300 trabajadores de subsuelo en las secciones OMBLA, SULFURO SA y QUINSMIL. De otro lado lo anterior ratifica lo observado durante las mediciones, en el sentido que existen numerosos lugares de trabajo donde la ventilación es deficiente.

CONDICIONES TERMO AMBIENTALES

Durante el estudio se efectuaron mediciones de la temperatura y humedad relativa en diversos lugares de la mina, con el objeto de determinar la influencia de los factores ambientales de la mina con la ventilación subterránea. Los resultados obtenidos se presentan en la Tabla siguiente :

TABLA N° 3

N°	L U G A R	TEMPERATURA				Humedad Relativa %	Ref. plano	HORA
		B. Seco	° F	B. Humedad	° F			
1	Superficie	6	42.8	4	39.2	72	-	7.50
2	Pique María Nv. 750	7	44.6	6	42.8	85	1	8.10
3	Veta La Joyen Nv. 750	12	53.6	11	51.8	87	9	9.54
4	Crucero Nv. 750	12	55.4	11	51.8	85	10	10.11
5	Gal. 142 Nv. 1000	16	60.8	15.5	60	90	11	13.47
6	Estación E. 8 Nv. 1000	12	53.6	10.8	51.4	86	13	14.00
7	Estación E-7 Nv. 1000	11	51.8	10.5	51	92	14	14.17
8	Gal. 63 Nv. 1000	12.7	54	9.0	48.2	68	15	14.30
9	Superficie Of. Seguridad	4	39.2	1.5	34	98	-	7.30
10	Crucero 130 Nv. 400	12.5	54	5.0	41	28	19	8.21
11	Rise 12 E Ch. 184	13	55.4	11	51.8	86	21	9.12
12	Crucero 162 Nv. 750	10	50	9	48.2	89	23	9.43
13	Drift 137 Nv. 750	10.5	51	10	50	90	28	10.42
14	Gal. 152 Nv. 750	12.5	54	10	50	75	30	11.07
15	Crucero 120 Nv. 1200	13	55.4	12	53.6	88	31	13.31
16	Comedor Nv. 1200	13	55.4	12	53.6	86	32	13.50
17	Stope 120 Nv. 1200	17	62.6	16	60.8	88	33	14.20
18	Crucero 178 Nv. 1200	14	57.2	13	55	85	35	14.42

N°	LUGAR	TEMPERATURA				Humedad Relativa %	Ref. Plano	HORA
		B. Seco ° F		B. Humedad ° F				
19	Estación 8 Nv. 400	10.5	51	9	48	80	37	8.17
20	Estación 5 Nv. 400	11.5	52	10.5	51	91	38	8.40
21	Estación 4 Nv. 400	11.5	52	10.5	51	92	39	9.00
22	Estación 1 Nv. 400	11	51.8	8	46.4	68	40	9.15
23	Crucero 386 Nv. 1000	13.5	56	13	55.4	96	41	9.45
24	Crucero 324 Nv. 1000	12	53.6	11.5	52	88	42	10.05
25	Estación D. Nv. 1000	16.5	61	15	59	89	43	11.10
26	Pique Sn. Francisco Superf.	11	51.8	4	39.2	28	44	13.30
27	Bocamina Sulfurosa Nv. 300	12	53.6	10	50	78	46	13.50
28	Ch. 431 Nv. 400	12	53.6	7	44.6	48	47	14.05
29	Cruc. Carlos Reynaldo Nv. 400	10	53.6	8	46.4	78	48	14.20
30	Estación 9 (6)	10	50	8	46.4	78	49	14.35
31	Pique Central Superf.	7.5	45	6.5	43	85	50	15.00
32	Pique María-Superf.	11	51.8	10	50	94	53	15.30
33	Gal. Bocamina Natividad 2	21.5	70	21.5	70	100	54	15.50
<u>MINAS SATELITES</u>								
34	Rampa Alapampa Nv. 1	11.5	52	7	44.6	56	-	15.42
35	Gal. 213 OMBLA 4	12	53.6	11.5	52	90	-	15.14
36	Gal. 234 SAN LUIS 7	11	51.8	10.5	51	92	-	16.10

Del resultado de la mediciones se puede inferir que las temperaturas de subsuelo variaban entre 10°C y 17°C , encontrándose las temperaturas más altas en el Nv. 1200 (stopé 120) y Nv. 1000 Estación D. Estos niveles de temperatura si bien no significan ambientes inconfortables, pueden ocasionar molestias respiratorias por cambio brusco en determinados momentos si se tiene en cuenta que la temperatura de superficie varía entre 4°C y 12°C . De otro lado se observó que la humedad relativa en interior de mina es alta, lo que demuestra que el movimiento de aire en general es deficiente.

ADMINISTRACION DE LA SEGURIDAD EN LA MINA MOROCOCHA

En la Unidad Morococha la Administración de la Seguridad está a cargo del Ing. R. Alfaro y el Ing. Pedro Muñoz de los cuales el primero es Jefe del Programa de Seguridad e Higiene Minera de la citada Unidad. El Programa está integrado por un Ingeniero Asistente, un técnico de seguridad, un auxiliar técnico, un secretario y seis policías de seguridad.

Los objetivos del Programa son :

- El control de pérdidas
- La instrucción del personal
- Inspecciones de Seguridad
- La investigación de accidentes y
- El control de la ventilación subterránea, para lo cual disponen de 3 personas (Técnicos).

La Organización del Programa de Seguridad es bueno, pero sus actividades no alcanzan sus objetivos porque se han observado algunas deficiencias como :

- Galerías y caminos en mal estado de mantenimiento es decir, falta de limpieza y orden.
- Planos de subsuelo no actualizados.
- No disponen de planos de ventilación organizados
- Los caminos no están señalizados, ello hace difícil orientarse fácilmente en interior de mina.
- No se ha señalado vías de escape para emergencias.
- No se hacen prácticas de Rescate minero.

Lo anterior se debe en parte a la gran extensión de la mina , la falta de implementación del Programa de Seguridad con equipos y materiales de Higiene Industrial ya que CENTROMIN tiene centralizado en La Oroya la planificación y control de la ventilación de sus Unidades Casapalca, Morococha, San Cristobal, Cerro de Pasco, Goyllar , La Oroya, Cobriza, Yauricocha y Mahr Tunnel, lo cual unido al escaso personal técnico especializado con que cuenta, hace bastante difícil alcanzar las metas deseadas.

PLANTA DE BENEFICIO

La planta concentradora Morococha está ubicada en las inmediaciones de la mina, a donde se conduce el mineral extraído de la mina por medio de camiones volquetes de 10 Ton. hasta la tolva principal que tiene una capacidad de 600 T. C. M. y otra de 200 T. C. M.

La ley de mineral proveniente de la mina es :

Cu = 0.91 %

Pb = 0.69 %

Zn = 1.78 %

Ag = 4.16 %

Su capacidad operativa de 1600 Ton/día (48,000 Ton/mes).

La recuperación de Cu, Pb y Ag de 75% y la de zinc 40% .

El chancado primario se efectúa mediante una chancadora - Mc CULLY de 10" y el secundario en una SYMONS Standard de 4" .

La construcción de la planta es de estructura metálica con techos y paredes de calamina. Su estado es bueno en cuanto a conservación. En las secciones de chancado y molienda los pisos son de cemento, de parrillas metálicas en la sección flotación, de madera en la sección filtrado y de cemento en la sección mesas para separar el Tungsteno. Los caminos a diferente altura y las escaleras están provistos de pasamanos . La iluminación es natural complementada con iluminación eléctrica que funciona las 24 horas del día.

La ventilación de la planta es natural, en todas las secciones se observó que había buen movimiento de aire. Con excepción de la planta de recuperación de tungsteno , donde se apreció cierta cantidad de polvo en la sección de secado.

Las instalaciones eléctricas estan protegidas en un 80% con tuberías metálicas. Las demás instalaciones eléctricas como los motores para el accionamiento de equipos están previstos de sus controles y llaves de seguridad.

No se apreció presencia de polvo, gases u otros contaminantes en el medio ambiente general de la planta , el ruido producido por las máquinas está dentro de los límites tolerables establecidos por la Legislación Peruana.

Todas las máquinas están provistas de sus respectivos elementos de protección , especialmente en sus partes en movimiento , Solamente hace falta aumentar el número de avisos y propaganda de seguridad.

RELAVES

La planta produce 1450 Ton/día de relaves, con un contenido de sólidos de 1200 gr/Ton. La recuperación es la siguiente :

Cu = 0.10 %

Pb = 0.12 %

Zn = 0.46 %

Ag = 0.67 %

Los relaves de la planta se descargan en la laguna Huascacocha , se transporta mediante tubería de 8" de diámetro, impulsado por dos estaciones de bombas SRL-C . Primero de la estación de origen y luego de sub-estación, la distancia que recorre es de aproximadamente 3,000 m. Una parte del recorrido es por canal abierto antes de ser depositado junto con los relaves de la Cía. Austria Duvás en la laguna. Aparentemente no tienen problemas de almacenamiento de relaves con excepción de estar destruyendo una laguna natural.

PLANTA DE TUNGSTENO

En esta planta se obtiene tungsteno a partir de los relaves de la flotación de Zinc y de relaves antiguos cuya ley es de 0.14 % a 0.15% . El concentrado luego de acondicionado , clasificado y separado mediante mesas vibratorias , es enviado a un separador magnético de alta intensidad donde se obtiene en primer lugar la magnetita, luego la siderita y después el tungsteno de acuerdo a su permeabilidad magnética. Los residuos del separador son relaves finales. En cuanto a la seguridad la ventilación e iluminación son buenas, los reactivos están ubicados convenientemente y los operadores usan equipos de protección personal completos.

CONCLUSIONES

1. El ingreso de aire fresco a la mina Morococha, se realiza principalmente por impulso natural, este caudal se encausa e incrementa su presión en interior de mina mediante ventiladores de baja capacidad, que no influye sustancialmente en el volumen total de aire que ingresa a la mina. De otro lado considerando la extensión de la mina, que presenta gran resistencia al ingreso de aire, se puede afirmar : Que la ventilación subterránea de la mina Morococha no satisface los requerimientos del personal especialmente en algunas vetas y labores alejadas como la veta Ingenieros , veta Minera Manuelita , veta María Elena, labor 354 E veta Katinga y otros cruceros y stopes donde no se encontró movimiento de aire.
2. Las condiciones de temperatura en interior de mina variaban entre 10° C y 17° C , habiéndose encontrado las temperaturas más altas en el Nv. 1200 . En general las temperaturas no son severas, pero teniendo en cuenta que la humedad relativa es alta en algunos lugares de trabajo anotados en la Tabla N° 3 , se concluye que no van a producir cambios bruscos de temperatura capaces de causar afecciones respiratorias , pero si discomfort como en el caso del Nv. 1200.
3. La organización de la Seguridad es bastante buena. Sin embargo, se han observado deficiencias debido a la falta de un calendario de actividades y la falta de autonomía ; específicamente en el control y mantenimiento de la ventilación subterránea. El Programa de Seguridad e Higiene Minera de Morococha no dispone de equipos e instrumentos para evaluar la ventilación a pesar de que cuenta con una cuadrilla

de ventilación y aparentemente no se han efectuado estudios de ventilación desde hace buen tiempo.

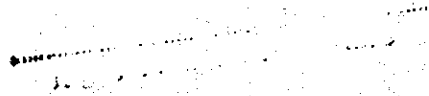
4. Los trabajos de preparación en las minas Satélites aún están en su etapa inicial y a poca distancia del exterior ; sin embargo no disponen de buena ventilación debido a la falta de chimeneas y ventilación mecánica . Por lo tanto , es necesario la apertura de chimeneas a superficie y/o la instalación de ventilación mecánica para crear circuitos de ventilación que remuevan hacia el exterior el aire usado junto con los gases productos de combustión de los vehículos Diesel y partículas de polvo comunes en ambientes cerrados.

RECOMENDACIONES

1. Es necesario efectuar un levantamiento general de la mina con el objeto de actualizar los avances y desarrollos efectuados. De otro lado deberá señalizarse los puntos topográficos y estaciones de control de la ventilación para hacer posible el estudio sistemático y cálculos del caso.
2. Establecer por lo menos dos circuitos independientes de ventilación utilizando los principales ingresos de aire como el PIQUE MARIA el Pique San Francisco por donde ingresan 8,300 P³/min. y 9,300 P³/min. respectivamente y el Nv. 300 Santa Rosa con 4,500 P³/min. Por ser estos caudales reducidos para las necesidades de la mina y la presión realmente baja, deberá incrementarse la presión mediante ventiladores de 100,000 P³/min. y presión estática de 8" de agua en cada circuito de ventilación.
3. Es necesario instalar ventilación mecánica principal y auxiliar en las minas Satélites, aún después que se hayan comunicado con labores y chimeneas antiguas. La razón es proteger al personal a cargo de los trabajos mineros, de los contaminantes producidos por los vehículos Diesel que se están empleando en dichas minas; además de esta manera se eliminará eficientemente el polvo generado en las diferentes operaciones.
4. Clausurar las galerías y labores abandonadas que ocasionan la pérdida de presión y desperdicio de aire fresco.

5. Implementar a la cuadrilla de ventilación con anemómetros , bombillas para tubos de humo, tubos de humo, cinta métrica, cronómetros y demás materiales para que puedan levantar el plano de ventilación y mantener las mejores condiciones de ventilación en la Mina Morocochoa.
6. Debe mejorarse la calidad del relleno hidráulico para evitar el escape de finos que ensucia las galerías y obstruye el drenaje. Es necesario estudiar la densidad óptima del relleno hidráulico para evitar el deterioro de galerías y caminos.
7. Todos los tajeos deben tener doble comunicación con el objeto de facilitar la ventilación y tránsito seguro de personal.
8. Debe eliminarse la crianza de animales en los campamentos e instalaciones de la mina como en la Bocamina Santa Rosa donde se encontró un chiquero con 8 chanchos. Lo grave es que los cercos de piedra dificultan la salida del aire usado. De igual manera en la galería de la Bocamina ubicada cerca al Colegio es necesario reparar los cuadros, hacer limpieza para facilitar la entrada de aire, mantener la puerta de rejas cerrada y colocar avisos de seguridad.
9. La parrilla de la chimenea San Francisco que está ubicada cerca a las viviendas de los trabajadores presenta condición insegura, porque la separación de los fierros de la parrilla permite el paso de un niño. Para prevenir caídas

y evitar el arrojo de basuras que actualmente obstruye parte de la parrilla, es necesario levantar paredes y techo de malla de alambre , debido a que por ella ingresa aire fresco.



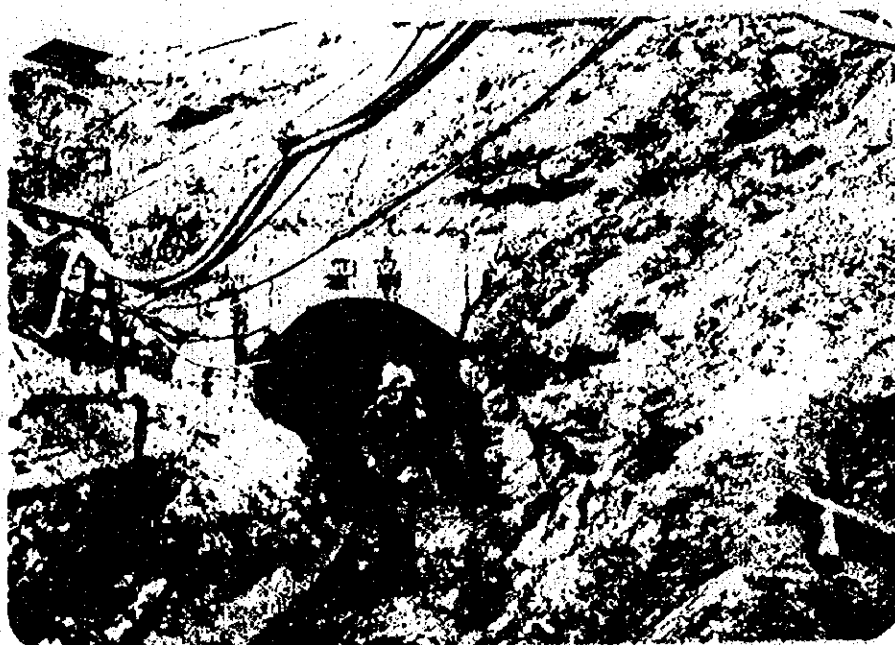
TAR/lat



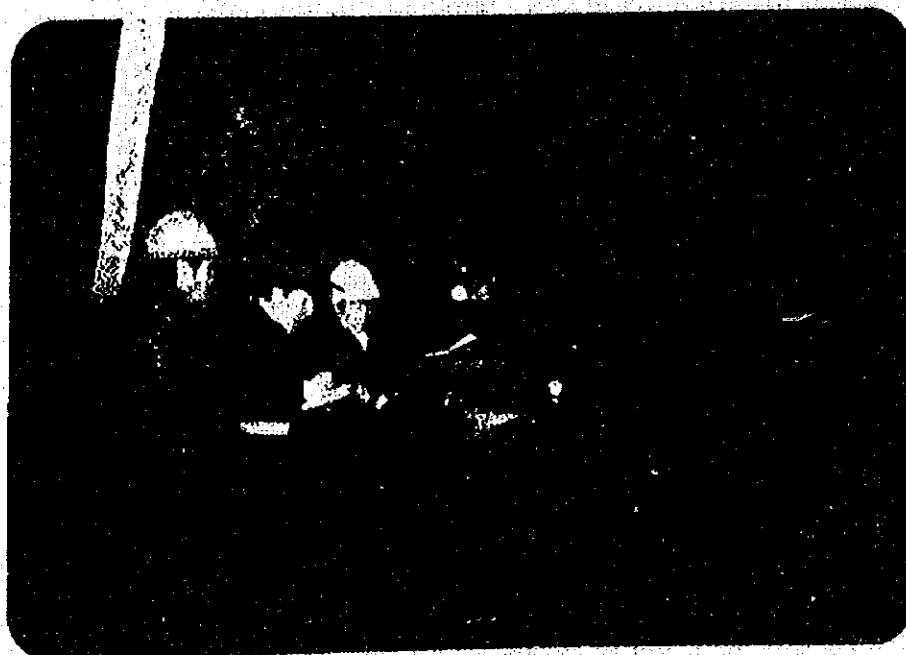
FOT. N°1 Bocamina mina Satélite Alapampa



FOT. N°2 Ings. Tomás Acero , Pedro Muñoz y 2 técnicos de la mina.



FOT. N° 3 Ing. Javier Li, en mina Sulfurosa



FOT. N° 4 Ings. Javier Li, Tomás Acero, Pedro Muñoz y Francisco Yana evalúan do la ventilación en interior mina.



FOT. N° 5 Tubería de agua y aire instaladas indebidamente en la parte inferior de la galería.



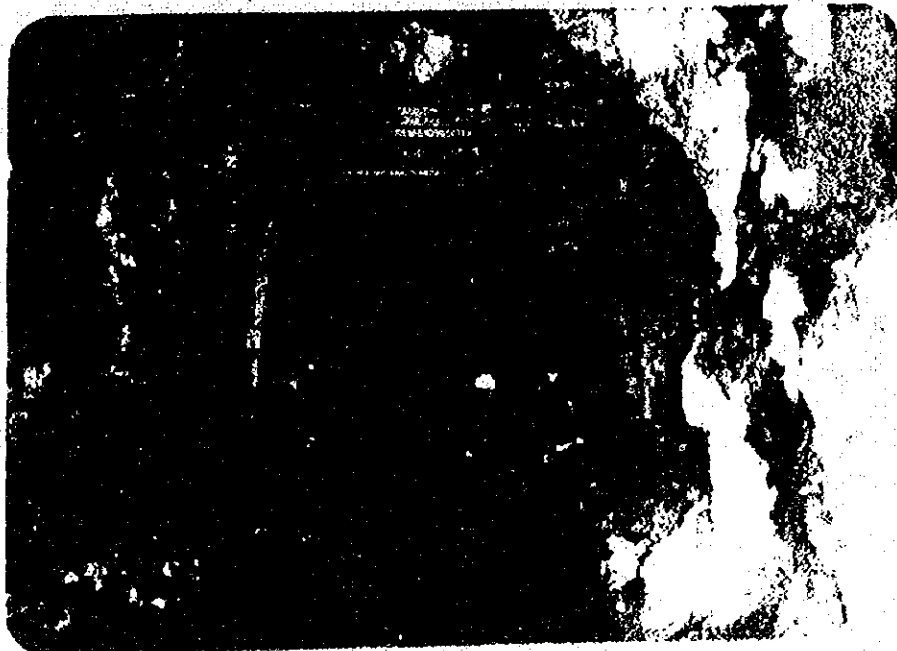
FOT N° 6 Galería inundada por escape de relleno hidráulico.



FOT N° 7 Ings. Tomás Acero y Javier Li .



FOT. N° 8 Ings. Francisco Yana y J. Li , efectuando mediciones de ventilación



FOT. N° 9 Buen sostenimiento en interior mina.



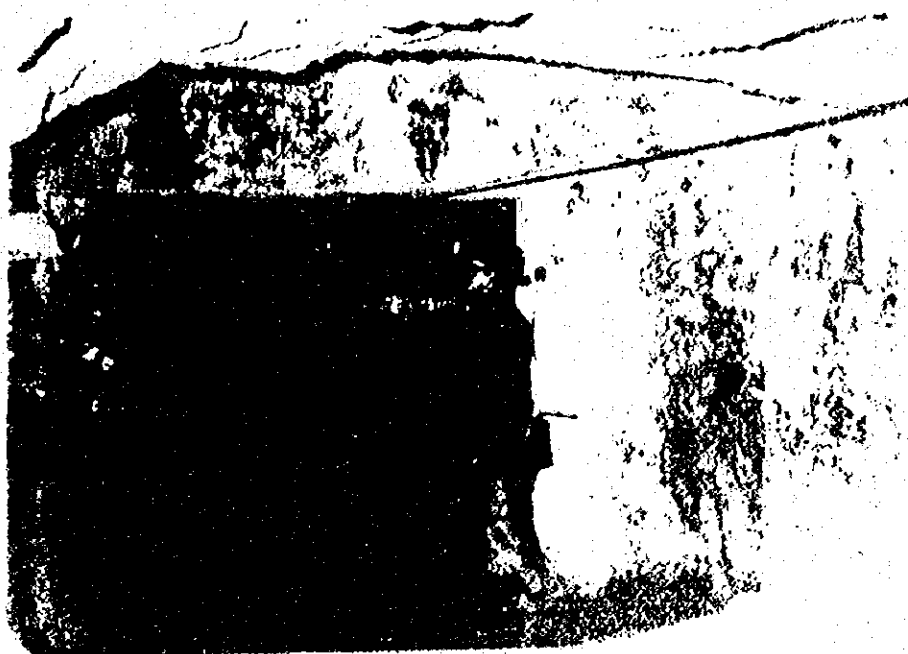
FOT. N° 10 Operación deficiente, barreno doblado



FOT. N° 11 Mal estado del sostenimiento.



FOT. N° 12 Ings. P. Muñoz , F. Yana y J. Li.



FOT. N° 13 Ing. F. Yana evaluando el movimiento de aire.



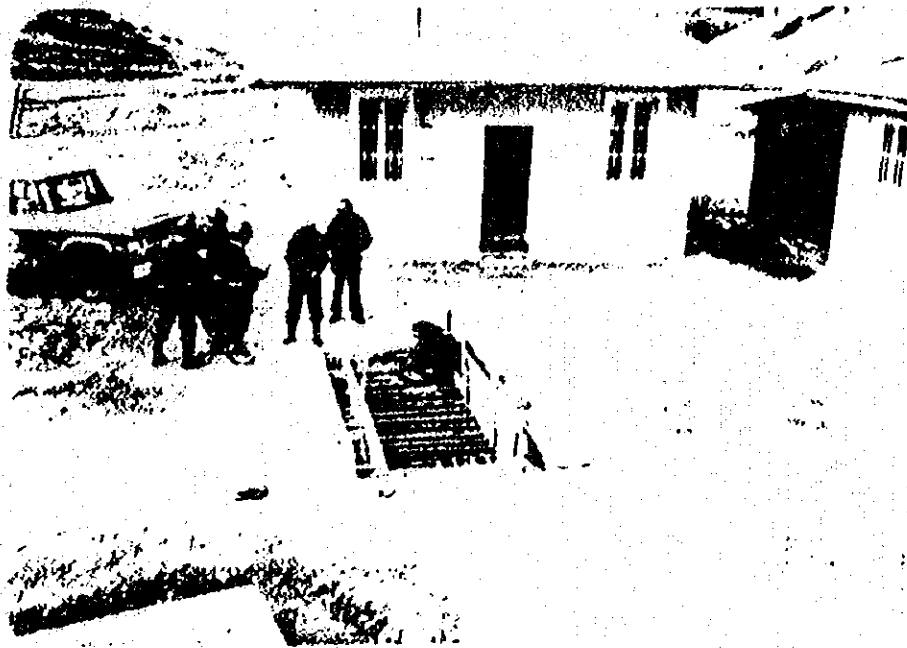
FOT. N° 14 Discutiendo la mejor forma de efectuar el desquinche.



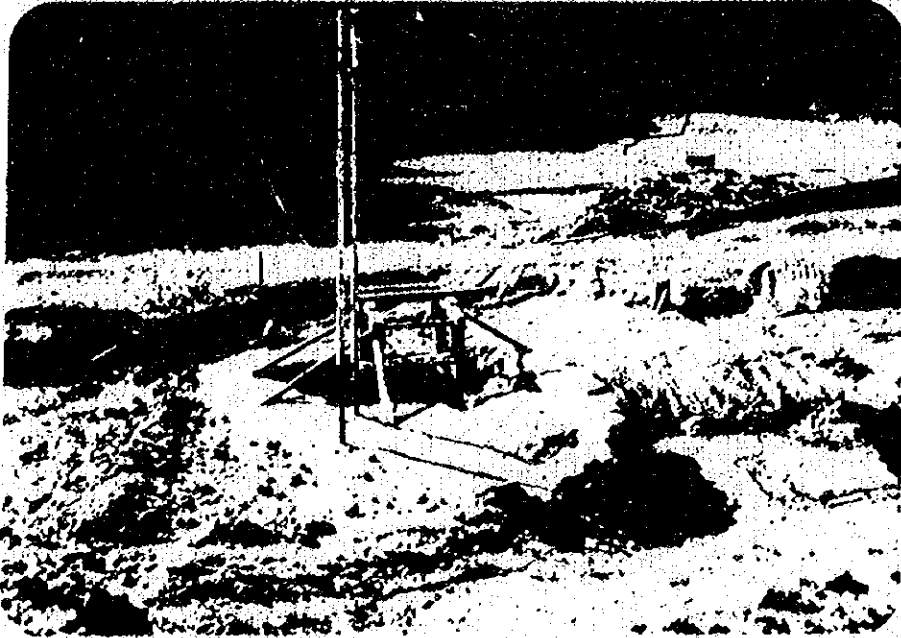
FOT. N° 15 El técnico F. Carhuamaca e Ing. Tomás Acero ubicando estaciones de ventilación.



FOT. N° 16 Talud de Cancha de Relaves



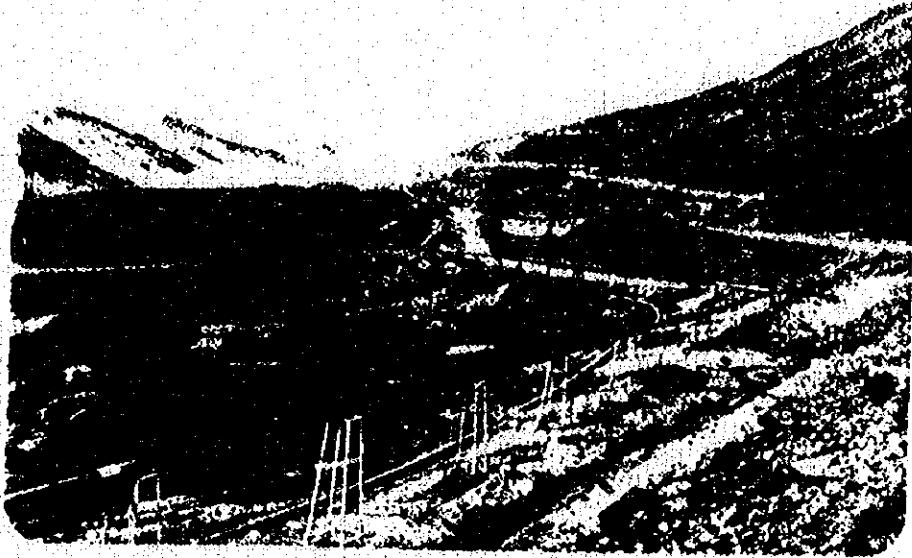
FOT. N° 17 Parrilla de chimenea que necesita limpieza y protección.



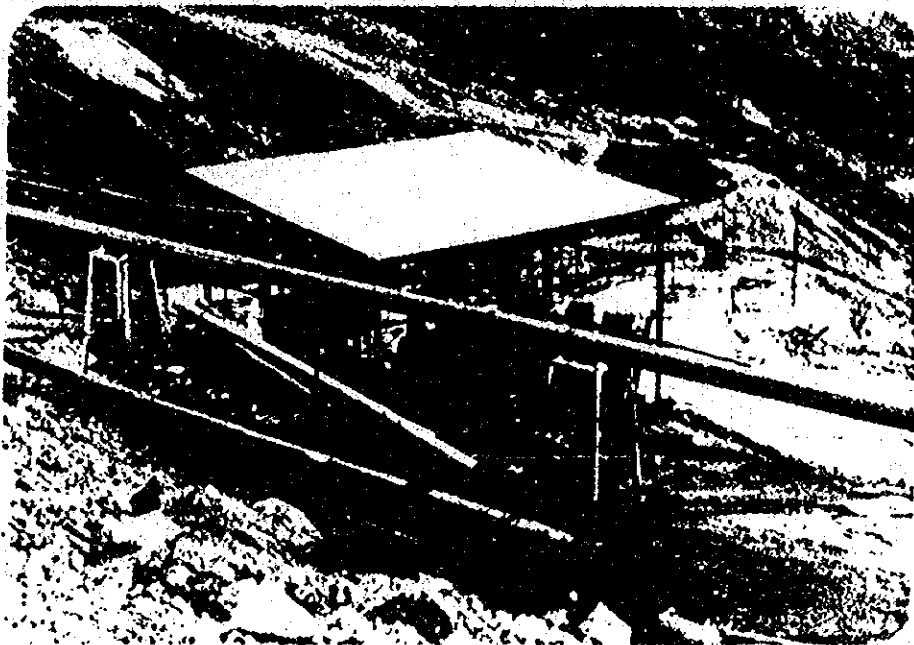
FOT. N° 18 Chimenea de acceso a la mina.



FOT. N° 19 Chimenea de acceso a la mina



FOT. N° 20 Transporte de los relaves por medio de tubos.



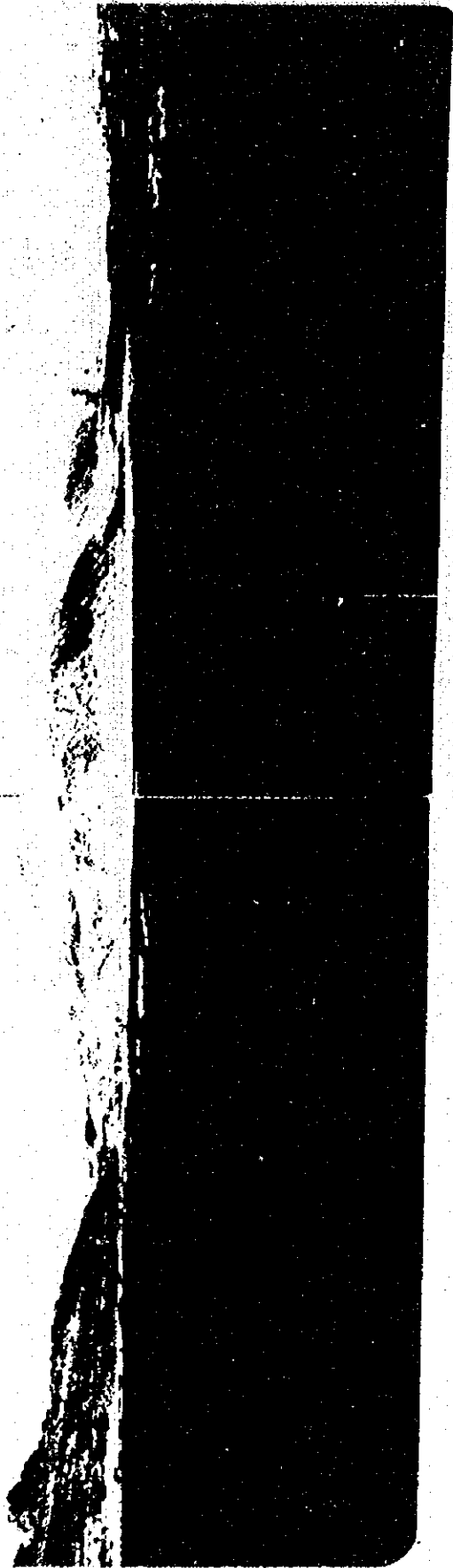
FOT. N° 21 Construcción de los ciclones.



FOT. N° 22 Actual cancha de relaves de la Mina Morococha



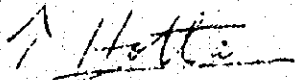
FOT. N° 23 Actual Cancha de Relave de la Mina Morococha



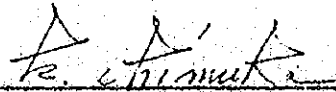
FOT. N° 24 Antigua Cancha de Relave de la Mina Morococha.

JAPAN INTERNATIONAL COOPERATION AGENCY

MISION JAPONESA DE MINERIA



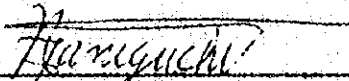
ING. TAKAMASA HOTTA
Director General



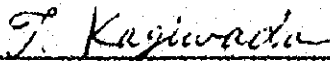
ING. KAZUHIRO CHIMURA
Director



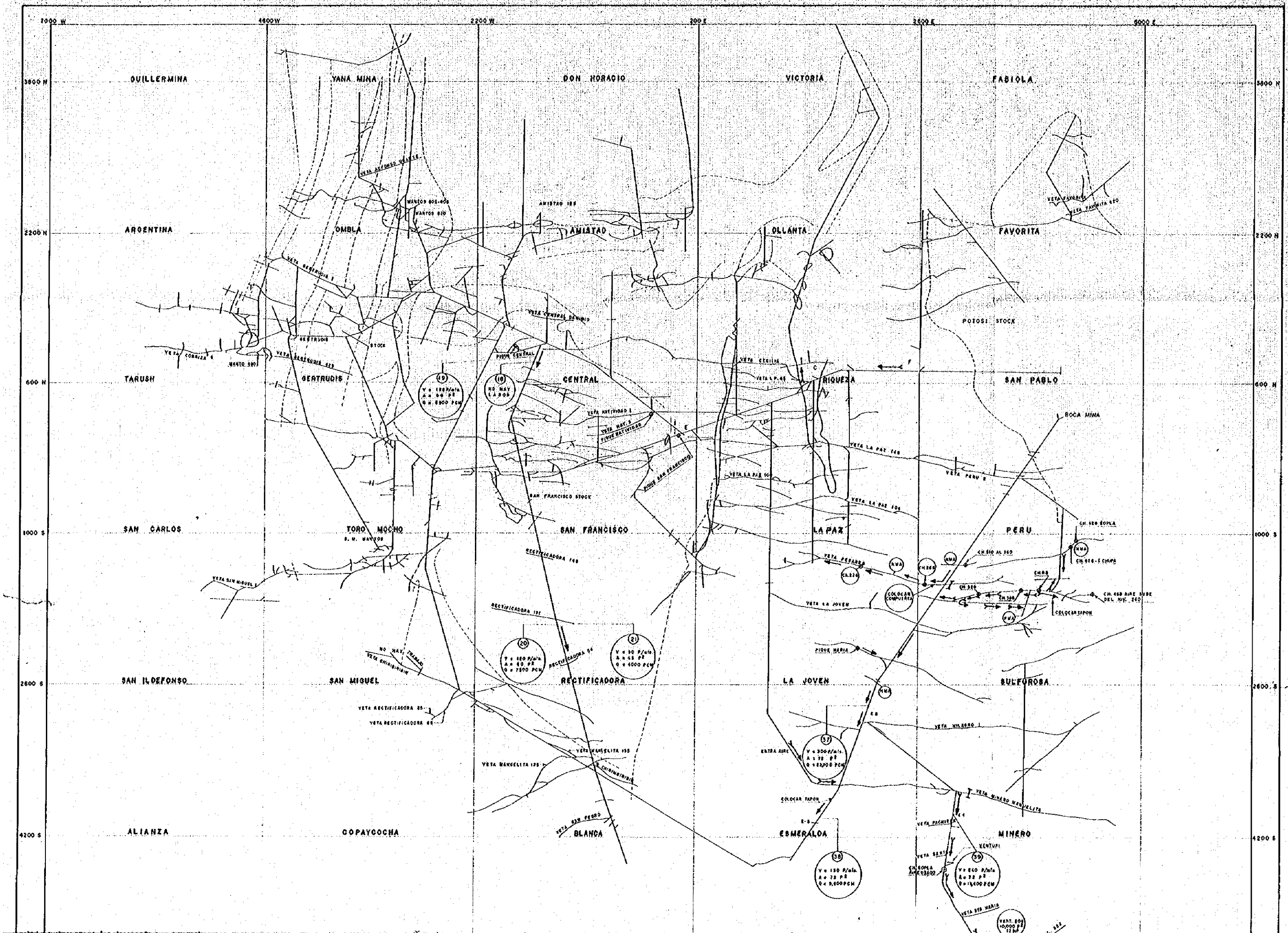
ING. AKIRA NAKAMURA
Director

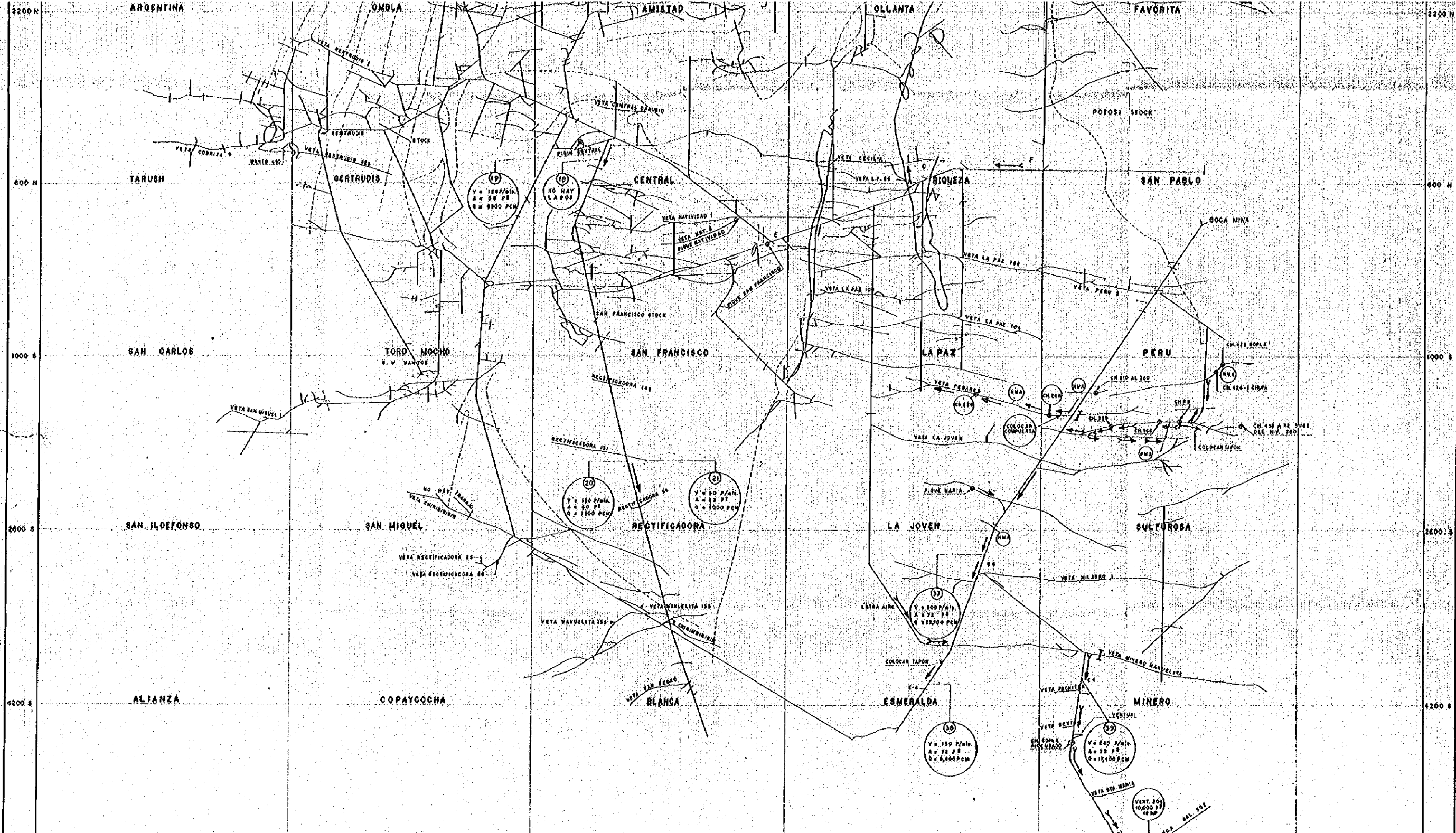


ING. NAGAYASU TANIGUCHI
Director



ING. TETSUO KAGIWADA
Director





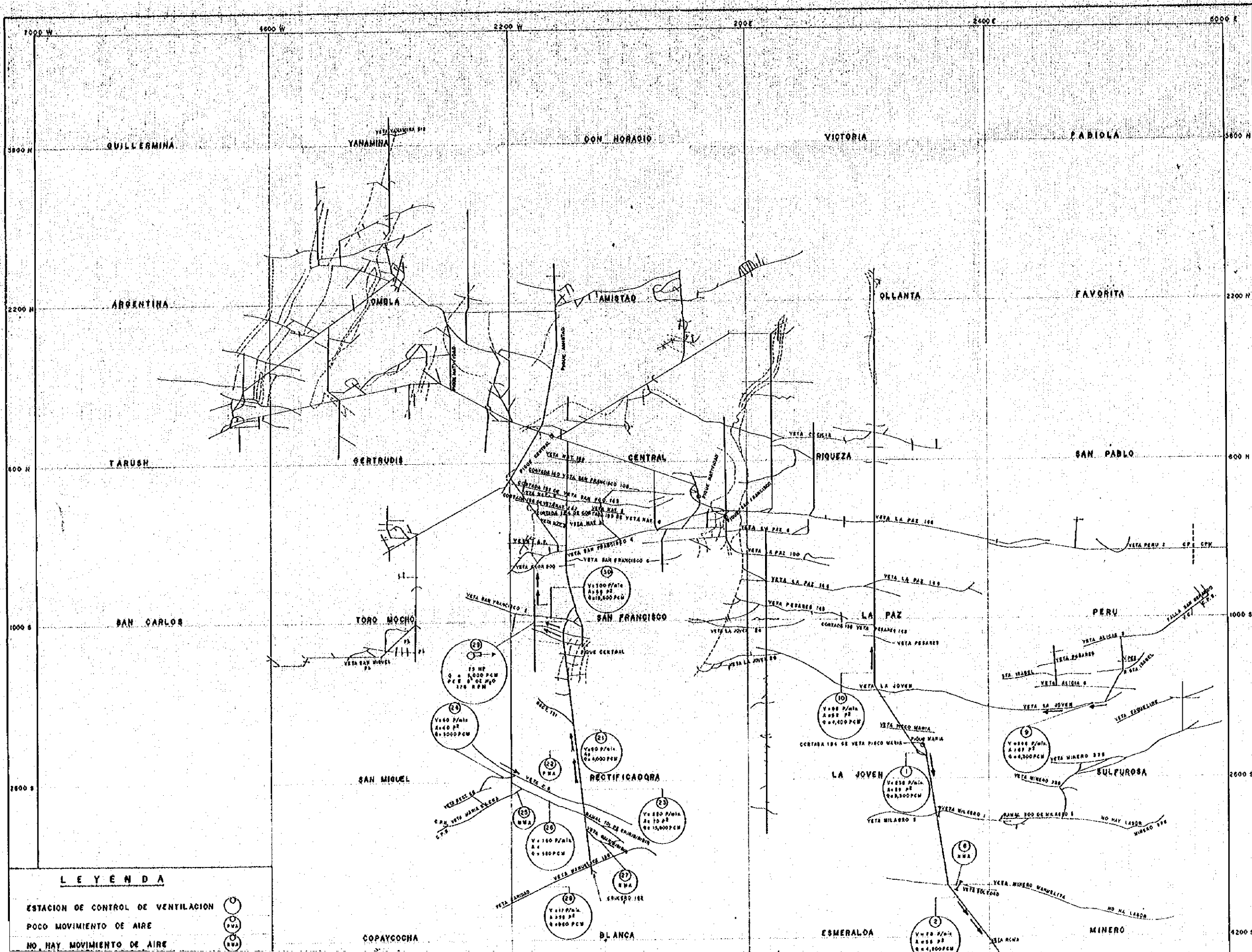
LEYENDA

ESTACION DE CONTROL DE VENTILACION	
POCO MOVIMIENTO DE AIRE	
NO HAY MOVIMIENTO DE AIRE	
AIRE FRESCO	
AIRE USADO	
VENTILADOR PRINCIPAL	
VENTILADOR AUXILIAR	
MANOJAS DE VENTILACION	
TAPON	
CHIMENEA	
PIQUE	

COMISION TECNICA DE SEGURIDAD MINERA
 MEM-JICA-INGEMMET
 CENTROMIN PERU-UNIDAD MOROCOCCHA
 PLANO DE VENTILACION SUBTERRANEA
 NIVEL 400

ELABORADO POR: I. RODRIGUEZ BLANCO
 DISEÑO Y CALCULO: ING. TOYAS ACERO
 DISEÑO: ING. J. R. GARCIA
 DISEÑO: ING. L. GARCIA
 DISEÑO: ING. L. GARCIA

FECHA: OCT. 1960
 ESCALA: 1:1000
 PLANO N° 1



QUILMESINA

YANAMINA

DON HORACIO

VICTORIA

FABIOLA

ARGENTINA

OMBLA

AMISTAD

OLLANTA

FAVORITA

TARUSH

GERTRUDIS

CENTRAL

RIQUEZA

SAN PABLO

SAN CARLOS

TORO MOCHO

SAN FRANCISCO

LA PAZ

PERU

SAN MIGUEL

SAN MIGUEL

RECTIFICADORA

LA JOVEN

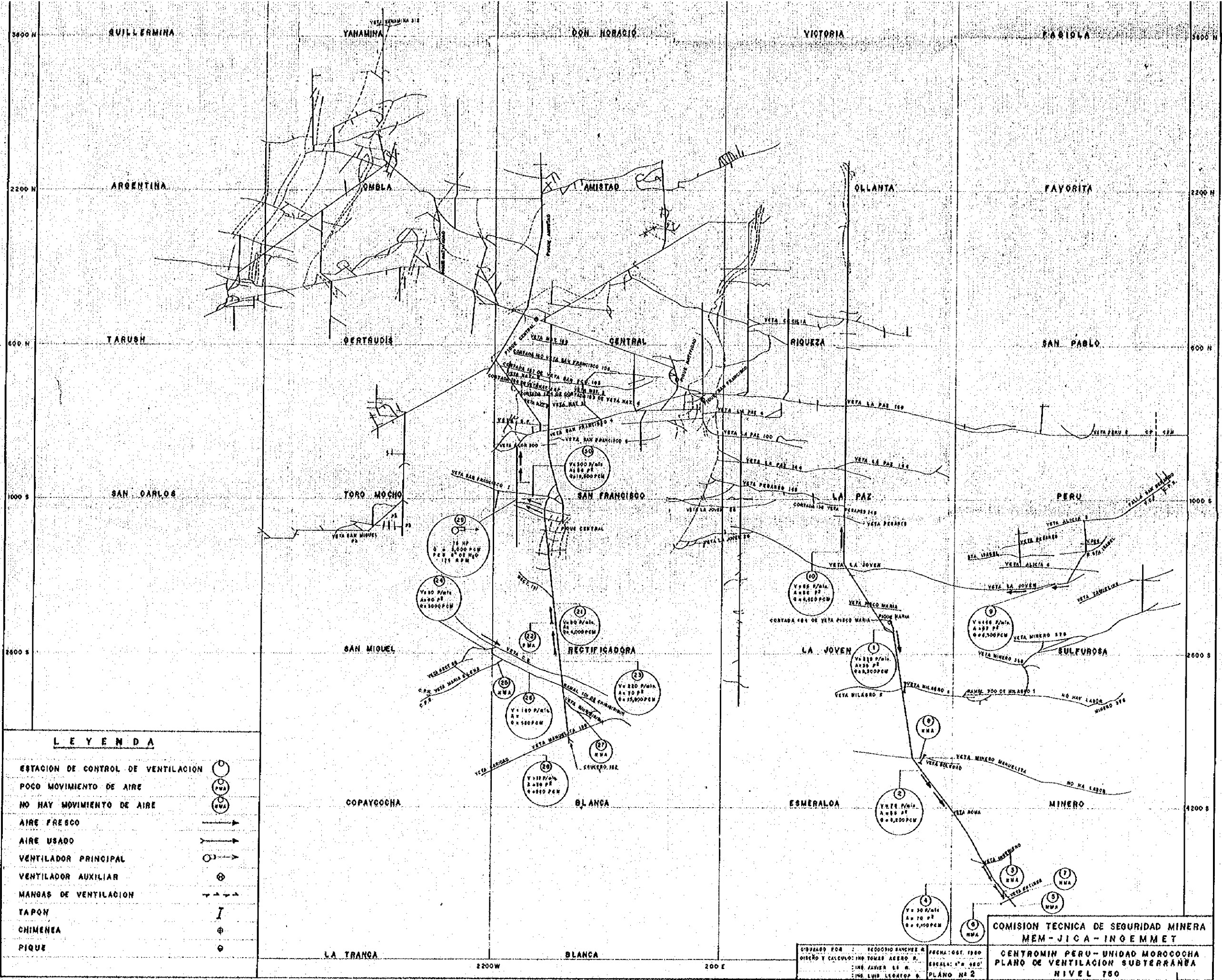
SULFUROSA

COPYCOCHA

BLANCA

ESMERALDA

MINERO



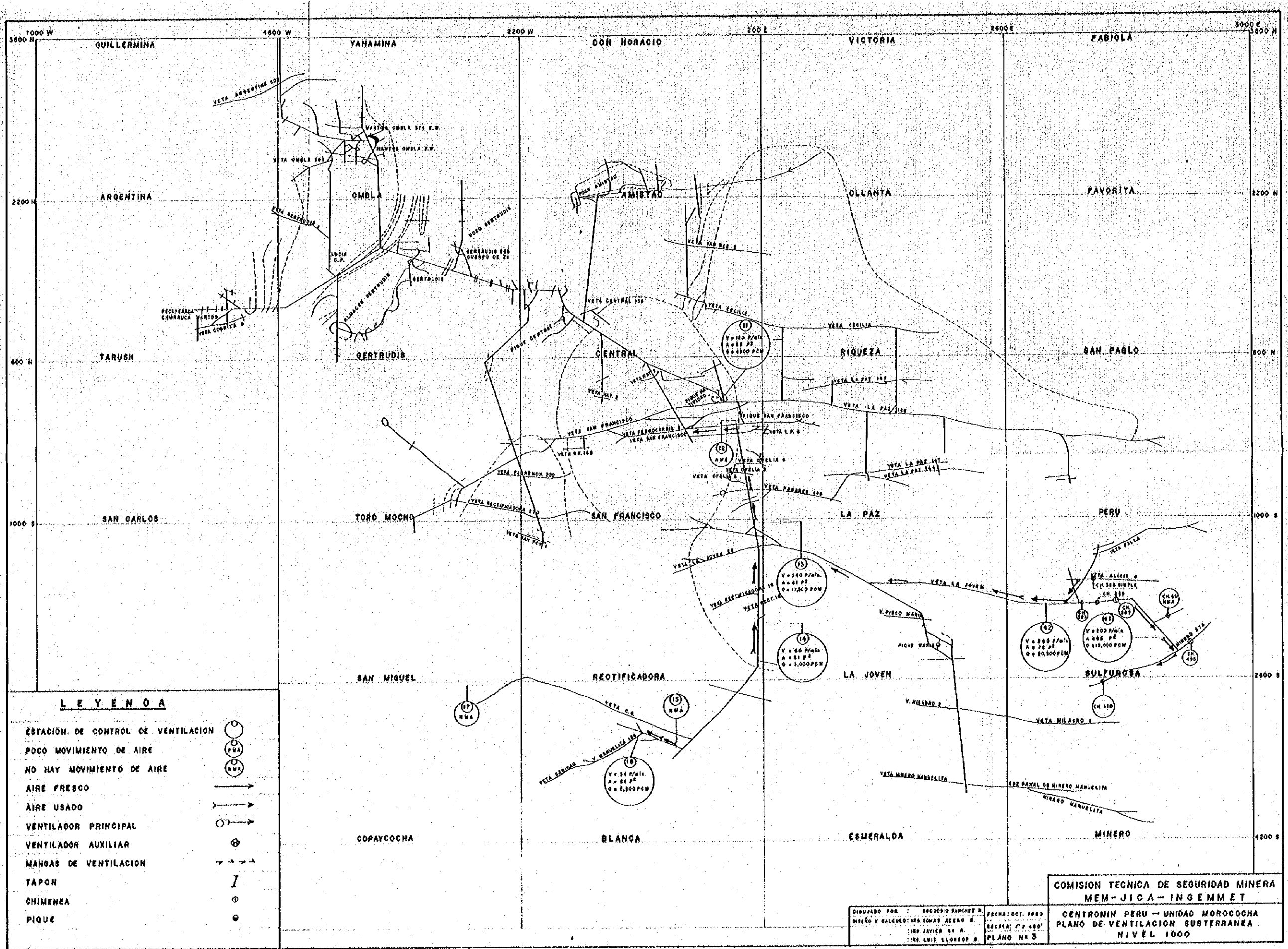
LEYENDA

- ESTACION DE CONTROL DE VENTILACION
- POCO MOVIMIENTO DE AIRE
- NO HAY MOVIMIENTO DE AIRE
- AIRE FRESCO
- AIRE USADO
- VENTILADOR PRINCIPAL
- VENTILADOR AUXILIAR
- MANGAS DE VENTILACION
- TAPON
- CHIMENEA
- PIQUE












COMISION TECNICA DE SEGURIDAD MINERA
 MEM-JICA-INOEMMET
 CENTROMIN PERU-UNIDAD MOROCOCHA
 PLANO DE VENTILACION SUBTERRANEA
 NIVEL 750

PREPARADO POR: TEOCOSTO SANCHEZ R.
 DISEÑO Y CALCULO: ING. TOMAS AGUIRRE R.
 ING. JAVIER DE R.
 ING. LUIS LEONARDO S.

FECHA: OCT. 1980
 ESCALA: 1" = 50'
 PLANO Nº 2

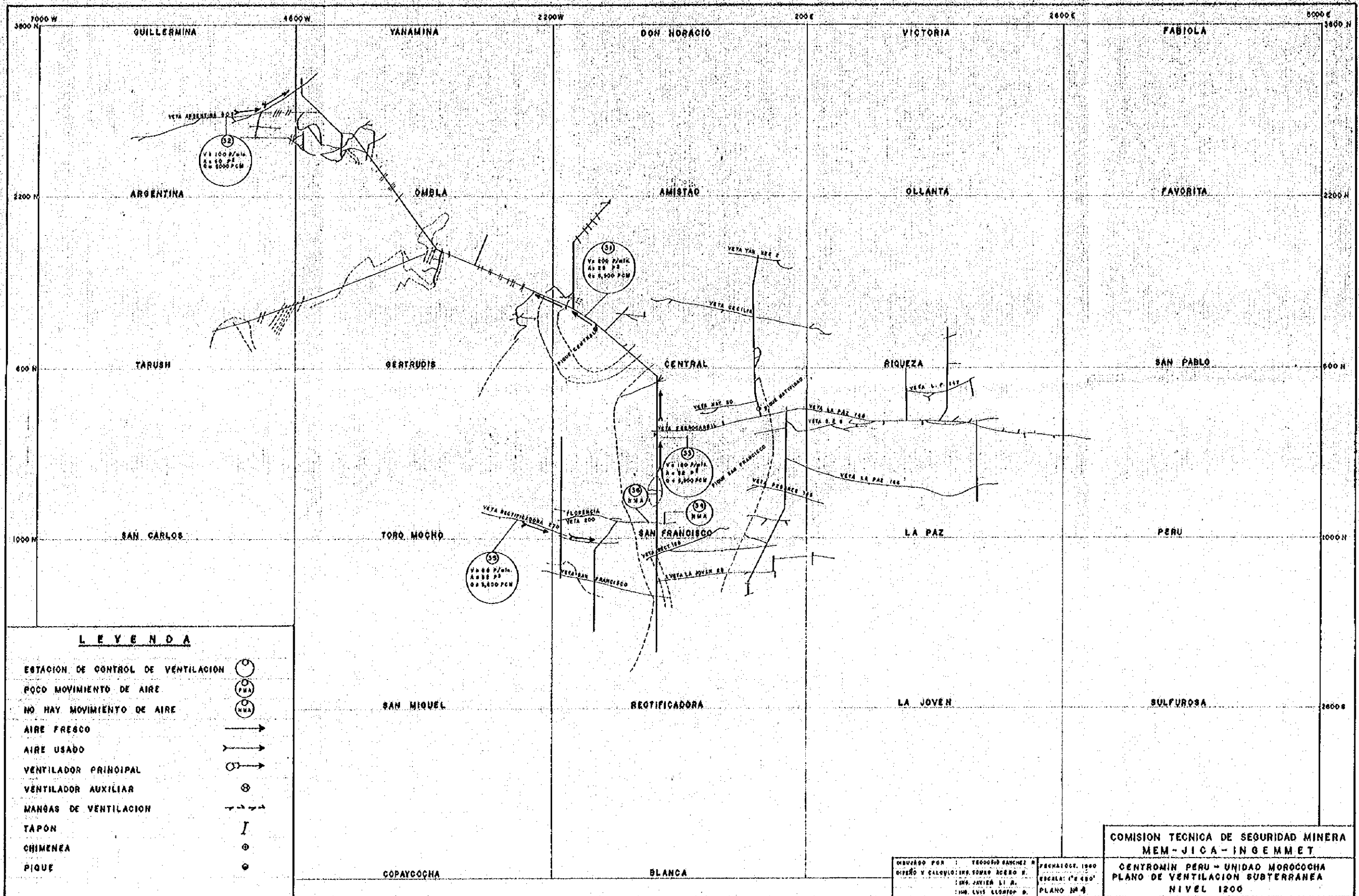


LEYENDA

- ESTACION DE CONTROL DE VENTILACION 
- POCO MOVIMIENTO DE AIRE 
- NO HAY MOVIMIENTO DE AIRE 
- AIRE FRESCO 
- AIRE USADO 
- VENTILADOR PRINCIPAL 
- VENTILADOR AUXILIAR 
- MANOS DE VENTILACION 
- TAPON 
- CHIMENEA 
- PIQUE 

DISEÑADO POR : TROCENIO SANCHEZ R.
 DISEÑO Y CALCULO: ING. TOMAS AREANO M.
 ING. JAVIER SA A.
 ING. LUIS ELORRUP S.

COMISION TECNICA DE SEGURIDAD MINERA
 MEM-JICA-INGEMMET
 CENTROMIN PERU - UNIDAD MOROCOCHA
 PLANO DE VENTILACION SUBTERRANEA
 NIVEL 1000



LEYENDA

- ESTACION DE CONTROL DE VENTILACION
- POCO MOVIMIENTO DE AIRE
- NO HAY MOVIMIENTO DE AIRE
- AIRE FRESCO
- AIRE USADO
- VENTILADOR PRINCIPAL
- VENTILADOR AUXILIAR
- MANEJOS DE VENTILACION
- TAPON
- CHIMENEA
- PIQUE

COMISION TECNICA DE SEGURIDAD MINERA
 MEM - JICA - INGEMMET
 CENTROMIN PERU - UNIDAD MOROCOCHA
 PLANO DE VENTILACION SUBTERRANEA
 NIVEL 1200

ELABORADO POR : TEOFILO SANCHEZ R.
 DISEÑO Y CALCULO : ING. TOMAS ACERO R.
 : ING. JAVIER LI B.
 : ING. LUIS GILBERTO B.
 FECHA: 10.02.1980
 ESCALA: 1" = 400'
 PLANO Nº 4

エロコヤ鉱山

坑内通気、保安、環境衛生調査報告

日本 - パル - 国際技術協力協定

1980年11月 リマ

国際協力事業団パル-鉱山保安ミッションの千村、中村、鍵和田各専門家及び勲カ鉱山省、インヘメント、セントロミンペルーの Tomás Acero Rosales, Javier Li Robles, Luis Llop Bravo, Francisco Yana の各技術者は 1980年7月21日～24日に亘り、セントロミンペルー、エロコヤ鉱山の坑内通気、保安、環境衛生調査を実施した。

この調査は鉱山保安及び衛生に関する国際技術協力協定業務計画に基づき実施したものである。

1. 概況

1.1 鉱山の位置

エロコヤ鉱山はフエン県ヤウリ郡エロコヤ鉱山区に位置し、中央道沿い、リマの東北東150kmのところにある。地理学上は中央圏に属し、アンデス山脈の東端ひれの部分に当り、海拔4500m - 4900m間の隆起による起伏の多い地域にある。

1.2. 交通

モロコチヤ鉱山へはリマオリ中央道により150kmである。

2. 地質

2.1 地層

モロコチヤ鉱山区には多種多様な岩層が露出している。基盤は、古世代下位 *Excelsior* 群の千枚岩及び頁岩で構成されているがこの地域では地表には露出しておらず、坑内作業場特に *Kingsmill* (レベル 1700) 坑道で多く観察される。

Excelsior 群及び傾斜不整合の上、この地域に多く露出し *Catalina* 火山岩として知られる古世代上位の火山岩-堆積岩系列が覆っている。これらは *Pucará* グループの含石灰堆積物の風化不整合中に存在する。 *Pucará* 石灰岩はこの地域の大部分を占め、石灰岩-砂岩(頁岩、白雲石泥灰岩の互層よりなる)系列に属する。

Pucará 石灰岩と傾斜不整合上に砂岩、頁岩、泥灰岩、石灰岩、硅岩の基盤中に赤味を帯びた礫岩を含んだ *Goyllarisquizza* グループ(このグループはこの地域の縁の部分にNE系を示して存在する)の堆積物が覆っている。

Goyllarisquizza グループに接して、石灰質堆積岩とこの地域の境界外側にNE系をなして露出している *Machay* グループの泥質岩が存在している。

3. 埋蔵鉱量

確推合計埋蔵鉱量は 5,000,000 t (T.C.S) に達し品位は次の通りである。

$Cu = 0.9 \%$
 $Pb = 0.65 \%$
 $Zn = 1.65 \%$
 $Ag = 4.10 \text{ 1oz/t}$

出鉱量は 1,600 噸, 48,000 噸である。

4. 人員

箇所	作業者数
採 鉱	818 名
選 鉱	102 名
坑 外 員	285 名
軀 員	145 名
管 理 軀	35 名
合 計	1,385 名

5. 採鉱法

エルコヤ鉱山は基本的には Central 坑と Satelites 坑とに分かれ Central 坑は次の区に分れる

- Omble 区
- Sulfurosa 区
- Quinsmil 区

又 Satelites 坑は Pampa 区、San Antonio 区より成る。

Central 坑における採鉱法は 50% を カットアンドフィル法 (水力充填法を含む), 15% を シュリンケージ法を採用している。Central 坑の生産量は上記採鉱法の他に探鉱から 20%, 切羽周坑から 10%, 堆積場 (旧磨津から銅、タングス

チンを回収)からの5%を加えた量である。

穿孔はインコーソルランドモデル JR 300A (ストーパー), JR 300 (ジャックログ)で行い、積込みにはアムコモデル 12又は24を使用している。切羽の平均加背は3~3.5フィートで脈中は2フィートである。

切羽からの鉱石抽出は4~6トと電車で行なわれ、鉱車は40^{ft}容量のバランスタイプを使用している。切羽では電動又はエアのホイス(7.5~15 HP)を使用している。

Satélites 坑 San Antonio 区と Pampa 区ではジョーリンクージ法を採用し、前面取積込機とダンプカーによる抽出を行っている。

坑内作業能率は3.12 % である。

かつてモロコチや鉱山の一部で副産物としてタングステンと産した。現在は当時の廃滓から二次回収を行っている。

選鉱設備のCapacityは1,600 噸である。また選鉱場では上記廃滓中から低品位銅の回収も行っている。

就業時間

一、方 7.30 a.m. ~ 4.30 p.m.

二、方 7.30 p.m. ~ 4.30 a.m.

発破時間

一、方 3.45 a.m.

二、方 3.45 p.m.

使用爆薬

ダイナイト 及び AN-FO (Satélites 坑)

訪問

調査開始に當り、所長 Ing. América Bejarano 氏、地質課長 Ing. Hugo Alvarez 氏、鉱山保安・衛生計画課長 Ing. Pedro Muñoz 氏 からモロコヤ鉱山の鉱床の特徴及び鉱山保安・衛生計画に対する活動状況等についてそれぞれ詳しい説明を受けた。

調査は特に坑内通気状況及び坑内作業場の保安に重点を置き実施した。これに対し、会社はこの調査が支障なく効率的に行なえるよう最大の便宜、支援を与えてくれた。

予備知識

モロコヤ鉱山は、この地域では最も古く、又数多くの採鉱法を採用した中心的鉱山であり、坑道・人道の総延長は 70 km にも達している。

これはモロコヤ鉱山の坑内構造と複雑に、調査結果にも表われているように特異な通気状況と呈する原因となっている。

通気方法

モロコチや鉱山の坑内通気は自然通気、機械通気の混成で行なわれている。入気量の大部分はMaría 立坑, San Francisco 立坑及びレベル 300のSanta Rosa 坑口から入る。地域によっては 5,000 ~ 30,000 f³/分 (142 ~ 850 m³/分) の扇風機により通気を補助している。

必要通気量

モロコチや鉱山が位置する標高におけるペル-鉱山福祉安全規則に規定された必要通気量は次に示す通りである。

必要通気量

坑 別	人数	一人当り通気量	合 計	
			m ³ /分	f ³ /分
Central				
Ombé				
Sulfurosa	300	6 m ³ /分	1,800	63,540
Quinsmil				
Satélites				
La pampa	50	6 m ³ /分	300	10,590
San Antonio				
合 計	350		2,100	74,130

Central 坑の一日入坑人員 300名に対しては計算上は 63,540 f³/分 (1,800 m³/分) の入気が必要である。

Satélites 坑は現在主要坑から独立しており Pampa と San Antonio 区ではジ-セルエ-エンジンの積込機スク-プトラム (76 HP 2台) と使用し、50名の坑内労働者が働いているの

で $26,700 \frac{\text{m}^3}{\text{分}}$ ($76 \text{人} \times 2 \frac{\text{m}^3}{\text{分}} \times 3 \frac{\text{分}}{\text{日}} = 456 \frac{\text{m}^3}{\text{分}}$ 及び $50 \text{名} \times 6 \frac{\text{m}^3}{\text{分}} = 300 \frac{\text{m}^3}{\text{分}}$) 以上の通気量が必要である。

調査結果

現状通気評価

モロコヤ鉱山の通気状況評価の目的で、主に稼働切羽の多い地域、すなわち作業者が多く働いている所、同様各坑口、主要坑道、アブド-4人道、人の通行の多い箇所、の風速測定を実施した。

坑内各測点における風速と風量計算値を表1に、通気の総合バランスを表2に示した。

表 1

モロコヤ鉱山の通気評価

西語版 P.11 表1 参照

No	箇所	風速 $\frac{\text{m}}{\text{分}}$	風量 $\frac{\text{m}^3}{\text{分}}$	図面番号	記事
1	Maria-Catharina 坑	238	8,300	1	重要入気
2	Ingeniero 鉄床向坑道	78	4,200	2	入気
3	Ingeniero 鉄床	NMA	-	3	通気補助必要
63	M. Venecia 坑口	NMA	-	63	通気なし
64	211 坑道	NMA	-	64	請負
65	引立て 作業者5名	NMA	-	65	空気がよく動かし

NMA : 無風

PMA : 微風 (5 $\frac{\text{m}}{\text{分}}$ 以下)

表1の結果から坑内通気動静は非常に不規則であると結論できる。ある作業場では良い通気状態が観測されても別の作業場では明らかに通気不足が感ぜられる。これらの主な理由は

1. 坑内展削が広範囲に及んでいる。
2. 旧坑、旧切羽が多く、入気流に余計な抵抗を与えている。
3. 独立した通気回路網を形成していない。
4. 通気立坑及び通気用機械が不足している。
5. 通気計画が切羽用坑の進展に追いつかない。

上記の欠陥は後に指摘する勧告に従い改良すべきである。

次の表2に通気の実合バランスを示す。

表 2

E.D.I.4ヤ鉱山坑内通気総合バランス

入 気	風量 f/m ³	排 気	風量 f/m ³
Maria-Collas 立坑	8,300	Central-Compart 3 坑	2,500
San Francisco 立坑	9,300	Natividad 立坑	15,200
学校裏 坑口	800	Maria-Compart 1,2 立坑	6,000
レベル 300 Santa Rosa	4,500	Natividad 2 坑口	6,000
レベル 400 立坑 431	300		
Central-Compart 1,2 坑	2,300		
穿孔用圧縮空気	4,200		
合 計	29,700	合 計	29,700

E.D.I.4ヤ鉱山坑内通気総合バランスは入排気量の相因

関係を示したものである。強制通気なくしては総入気量
29,700 f³/分は Ombla, Sulfurosa, Quinsmil 地区の坑
内人員 300 名に対する必要入気量 63,540 f³/分を満足させる
ことはできない。この通気量不足は測定中大多数の作業場
においても実感されたものである。

坑内温・湿度環境

坑内温・湿度環境が通気に如何なるえいさよらと及ぼ
しているかを知る目的で通気調査と同時に坑内の各所
において温度及び湿度の測定も実施した。
測定結果を次の表 3 に示す。

表 3

西語版 P16 表 3 参照

No	箇所	温 度				相 对 湿度 %	図面 番号	測定 時刻
		乾球 °C	°F	湿球 °C	°F			
1	坑外	6	42.8	4	39.2	72	-	7.50
2	Nv. 750 Maria 立坑	7	44.6	6	42.8	85	1	8.10
3	Nv. 750 La Joven 立坑	12	53.6	11	51.8	87	9	9.54
Minas Sateletes								
34	Nv. 1 Alapampa 斜坑	11.5	52	7	44.6	56	-	15.42
35	Ombla 4 213 坑道	12	53.6	11.5	52	90	-	15.14
36	San Luis 7.234 坑道	11	51.8	10.5	51	92	-	16.10

測定結果から坑内温度は 12°C ~ 17°C の範囲にありレベル
1200 (掘場 120^m) とレベル 1000 Estación D が最も温度が高
いことがわかる。此ら高温箇所温度がたとえ不快な環境と
意味のないとしても外気温度が 4°C ~ 12°C の範囲で急激に
変化する場合は喉鼻ががさがさとなり不快ともよおす原因

となりうる。

- 一方、坑内相対湿度が高いのは一般に通気が不完全なことを実証している。

プロジェクトヤ鉱山の保安管理

プロジェクトヤ鉱山の保安管理組織は Ing. Alfaro が責任者で Ing. Pedro Muñoz が保安衛生計画担当の長である。実際業務は Ingeniera の助手1名、保安技師1名、保安技師の助手1名、事務員1名、保安警備員6名の構成により行なわれている。

業務内容は

- 警備
- 作業教育
- 保安監督
- 事故調査
- 坑内通気管理

保安管理組織は整っているが次に示すような欠陥があるため活動が計画通りに実施されていない。

- 坑道、人道の維持が悪い、すなわち整理・整頓がなされていないので歩行に時間を要する。
- 坑内図が実用的でない。
- 通気系統図が整っていない。
- 人道に方向標示がないため坑内での方向感覚が得にくい。
- 緊急時の避難通路が明示されていない。
- 急護訓練を実施していない。

上記の欠陥は下記の理由に起因している。つまりモロイヤ
鉱山は作業場が非常に広範囲に及んでいること、セントロミン
が Casapalca, Maracocha, San Cristobal, Cerro de
Pasco, Oroylla, La Oroya, Colriza, Yauricocha,
Mahr Tunel 各鉱山の保安、通気管理を Oroya で集中管
理しているため保安衛生の器具資材が不足すること、機械
器具と取扱う技師が不足することである。

選鉱設備

モロイヤの選鉱設備は鉱山の近く近くにあり、坑内から
出鉱された鉱石は 10 トンダンプトラックにより 600 T.C.M. 及び
200 T.C.M. の主要貯鉱舎まで運搬される。

出鉱品位は下記の通りである。

$$\text{Cu} = 0.91 \%$$

$$\text{Pb} = 0.69 \%$$

$$\text{Zn} = 1.78 \%$$

$$\text{Ag} = 4.16 \text{ オンス/ト}$$

選鉱能力は 1,600 トン/日 (48,000 噸) で採収率は Cu, Pb,
Ag が 75% Zn が 40% である。

一次破碎機は Cully 製の 10 吋、二次破碎機は
Symons Standard の 4 吋である。

選鉱場の屋根は金属性、壁はスレートである。維持管理は
非常に良く行なわれている。

破碎機、粉砕機設置レベルの床はインフリート敷き、選設備
の床は鉄製綱張り、フィルター設備の床は板張り、ダクトステン

チーフルの床はコンクリート張りである。通路と階段には手摺が備え付けられている。照明は自然採光が主で電気照明でこれを補充している。

選鉱場内は自然換気で各セクション共換気状況は良好である。例外としてタンクステン回収設備の乾燥部門では若干量の粉塵が認められる。

電気配線の80%は金属管で保護されており、その他動力用モーターなどの電気設備は配電函で集中管理し、安全キーが備え付けられている。

選鉱場内の環境を悪くするような粉塵、ガスその他の有害物質は検知せず、又機械設備から発生する騒音は法律の許容範囲内において問題は無い。

すべての機械に安全保護設備が備えられており、特に動力部は堅固な保護設を備えている。ただし安全に関する情報と教育を増やす必要がある。

廃津

廃津量は1450 噸で尾鉱品位は下記の通りである

$$\text{Cu} = 0.10 \%$$

$$\text{Pb} = 0.12 \%$$

$$\text{Zn} = 0.46 \%$$

$$\text{Ag} = 0.67 \text{ オンス/ト}$$

廃津は2箇所ポンプ座(ポンプ SRL-C)を通し、8吋鉄管によって Huascacocha 沼へ堆積される。

最初のポンプ座から堆積場までの距離は 3000m である。
磨津輸送パイプの最後の部分、堆積場の手前からは用掘溝
となり Huascacocha 沼で Austria Dumas 会社の磨津と合流
する。
Huascacocha 沼の自然破壊以外は磨津堆積場には問題
はなさそうである。

タングステン選鉱

この設備では亜鉛の浮選尾鉱と昔の亜鉛磨津から品位
0.14% ~ 0.15% のタングステンと回収している。揺動テーブルによる分粒
分離された粗精鉱は高濃度磁選機に送られ、ここで透磁性
に従って磁鉄鉱、菱鉄鉱、タングステンと分離される。
磁選機の残り滓が最終的な磨津となる。

保安に関しては換気、照明は良好であり、試薬も適所に安全
に配備されている。作業者は保護具の完全着用と励行している。

結 論

1. エロイヤ鉱山の通気は、自然通気が主で補助的に坑内にお
いて低容量扇風機でその流れ、圧力を助長させているが通
気量は増加されていない。
通気抵抗が大きい理由は坑内用発が広範囲におよび通気
網が複雑なためである。
坑内通気量は入坑人員の必要通気量を満足していない。特に
Ingenieros, Minera Manuelita, María Elena の各鉱床、
Katanga 鉱床の 354 E 切羽、その他立入れ、遠隔地に在
る作業場ではほとんど通気が存在していない。

2. 坑内温度は 10°C ~ 17°C の範囲で変化し、レベル1200の切羽120[#]が最も高いことがわかった。一般的にはこの程度の坑内温度はさ程問題ではなく、また湿度が多く、箇所が高いことを考慮すれば、坑内温度の急激な変化はよいであろう。ただし、レベル1200の高温箇所においては外気温度が急激に変化し、坑内外の温度差が大きくなる場合は呼吸器疾患を起す恐れがある。

3. 当鉱山の保安管理組織は非常に立派であるが、にもかかわらず業務計画の不備と指示権を持たないために、特に坑内通気管理維持に欠陥が見受けられる。鉱山保安衛生には坑内通気管理が非常に大切であるにもかかわらずモロコヤ鉱山では通気測定用機械器具が不備で、かつ通気調査も天候良好の時以外実施されていない。

4. Satellite坑の開坑準備切羽はまだ開坑初期の段階で地表からの距離も短いにもかかわらず通気立坑の不足と機械の不備のために通気状態が非常に悪い。従って、地表までの通気立坑の開設とジセル運搬機からの排気ガス及び巻切羽中の粉塵との混合排気を外部へ排出できるように通気網を確立するための通気機械を設置する必要がある。

リコメンド

1. 探鉱、開坑を支障なく実施しようと思えば、鉱山の総合的に見地に立った通気調査を行う必要がある。従って、計画的かつ種々な状態を想定した調査が実施できるようにするため坑道の要所に箇所、方向の標示を行う

と同時に通気測定箇所標示及び測定項目等の明示も必要である。

2. 例えば入気量 8,300 f³/分の Maria 立坑、入気量 9,300 f³/分の San Francisco 立坑、入気量 4,500 f³/分の No. 300 Santa Rosa 坑口などの主に入気を利用して、少くとも2つ以上の独立した通気網を設定すべきである。

モリブチや鉱山の必要入気量に対しては現通気量は非常に不足であり、通気圧も低いので、容量 100,000 f³/分級の扇風機を設置して各通気網の通気圧を 200 mm A_g 程度に高める必要がある。

3. Satelites 坑にあつては旧掘場、旧立坑に貫通した後でも主要扇風機及び補助扇風機の設置は必要である。

これらの扇風機の設置により Satelites 坑で使用しているディーゼル運搬機より排出される排ガスから坑内労働者を守ることであり、と共に坑内作業によって発生する塵埃を効果的に排除することができる。

4. 使用していない坑道、掘場は通気圧と新鮮な空気の損失につながるのを閉鎖すること。

5. 通気管理スタッフに風速計、発煙ポンプ、発煙管、巻尺、ストップウォッチ等の他、通気図作製用器具を持たせ、坑内通気を最良の状態に維持するよう努めなければならない。

6. 塵埃充填用パイプから漏出している粒度の細かいスライムが坑道を汚し、側溝の流れを妨げている。これを避けるためサンドスライムの粒度と濃度について研究し、パイプからの漏出を防止して坑道、人道の保持に努力すること。

7. すべての切羽は通気を容易にする目的と、回避路のために2つ以上の通路を設けるべきである。

8. Santa Rosa 坑口内にある豚小屋のような動物の飼養場は社宅内や鉱山施設からは排除すること、飼養場の石垣は排気に大きな抵抗となる。

同様 学校横の坑口は入気抵抗を減らすため留枠の改修、坑道の清掃が必要で、かつ立入禁止用の鉄格子と警標の設置も必要である。

9. 社宅に近い San Francisco 坑の墜落防止鉄格子は格子間隔が大きく子供が墜落する危険がある。墜落防止目的と通気の妨げとなっている格子上に汚物を投入されるのを防止する目的で、側面及び天井を金網で囲う必要がある。こうすることにより入気は容易になる。

以上

REGLAMENTO

PARA

CONSTRUCCION DE DEPOSITOS DE RELAVES

(APLICADO EN EL JAPON)

PROLOGO

Este Reglamento fue aprobado el 19 de noviembre de 1954, por la Cooperación e Investigación del Comité de Ingenieros Civiles de la Asociación Minera del JAPON.

El año 1971 , fue revisado y publicado nuevamente por los Investigadores del Comité de Reglamento de Construcción de Cancha de Relaves y por expertos del Ministerio de Industrias y Comercio del JAPON.

En ésta etapa, debido a la imposibilidad de establecer normas en casos especiales , para la aplicación de la Ley General . Algunas normas en los dispositivos de este Reglamento no están claramente expuestos para cada caso ; pero si estos dispositivos podrían ser aplicados para casos especiales.

MEMORANDUM N° 48-62

AL : DIRECTOR DE SEGURIDAD MINERA

DEL : DIRECTOR GENERAL DE SEGURIDAD
Y PRODUCCION

ASUNTO : Rectificación del Reglamento de Construcción
de Cancha de Relaves, para su correcto control y prevención de los aspectos de Seguridad y evitar la Contaminación de Agua.

FECHA : Lima,

Para el control y prevención de la Contaminación de aguas y toda clase de daños ocasionados por la Canchas de Relaves y también para la aplicación de los dispositivos en actual uso.

Para las Canchas de Relaves con autorización, también se podrá aplicar este Reglamento, pero solamente para el agua que drena por tuberías internas y externas de la cancha y canales de emergencia. La autorización en este caso se otorgará solamente si se cumple con el diseño proyectado de acuerdo a sus planos y cuando es imposible modificar íntegramente la construcción de la cancha.

INDICE

1. CAPITULO I - REGLAS GENERALES
2. CAPITULO II - UBICACION DEL DEPOSITO Y ESTUDIOS DEL TERRENO
3. CAPITULO III - MATERIALES
4. CAPITULO IV - DISPOSITIVOS DE DRENAJE
5. CAPITULO V - GENERALIDADES, PARA DISEÑO DE PRESAS,
6. CAPITULO VI - DIQUE DE ARRANQUE - PIEDRA
7. CAPITULO VII - DIQUE DE ARRANQUE - ARENA
8. CAPITULO VII - DIQUE DE ARRANQUE - DE TIERRA
9. CAPITULO IX - DIQUE DE ARRANQUE - CONCRETO ARMADO
10. CAPITULO X - DIQUE DE ARRANQUE - MIXTO
11. CAPITULO XI - DIQUE DE ARRANQUE DE CONSTRUCCION ESPECIAL.
12. CAPITULO XII - SISTEMA DE DISPOSICION
13. CAPITULO XIII - CONTROL

CAPITULO I

REGLAS - GENERALES

LIMITES DE APLICACION

1. Este Reglamento , contiene normas generales para la construcción y/o ampliación de la Cancha de Relaves y lo siguiente :

Depósito de Relaves, sedimentos residuales provenientes de la planta de Beneficio (Concentradora) , Refinería, Fundición y aguas del interior de la mina,

- a. Muros de contención, con altura superior a 15 mts.
- b. Depósitos de arenas gruesas , lama, escorias, (sedimentos en suspensión) que tiene una altura superior de 15 mts.
- c. Fuera de lo mencionado en (a) y (b), consideramos casos especiales de Seguridad.

COMENTARIOS

Estos dispositivos se aplican para dar normas generales, cuando se trata de construir depósitos de relaves con condiciones normales.

Fuera de las condiciones normales, en casos especiales, se necesita particularmente decisiones específicas para cada caso, pudiendo aplicar la mayor parte de las normas para depósitos de relaves con altura menor de 15 metros. El control para depósitos menores de 15 metros no es importante desde el punto de vista de Seguridad, comparado con depósitos grandes con dimensiones especiales. Por que, para estos depósitos de relaves y con grandes dimensiones se necesita mayor severidad en el control.

TERMINOLOGIA

2. Los términos usados en estos reglamentos son los siguientes:

- a) Dique de Arranque, - Significa la parte de la construcción en forma de pirámide truncada que se ha construido inicialmente para evitar el deslizamiento o desborde por avalancha de desechos, o desmontes, escorias y/o sedimentos.
- b) El Dique de Arranque (Muro de Contención) es una presa que se construye en su mayor parte con piedras ciclópea, cemento y material de préstamo.

//..

- c) Presa de Arena Gruesa, es una presa que se construye en su mayor parte con arena gruesa, mediante clasificación por cicloneado.
- d) Presa de Tierra, es una presa que se construye en su mayor parte con arcilla, o barro, o mezclando estos con desmontes.
- e) Presa Mixta, es una presa que se construye en su mayor parte con materiales diferentes ya sea en la parte supe - rior o inferior o en el sentido de aguas arriba o aguas a - bajo a partir del eje vertical, y con materiales de tamaño uniforme.
- f) Presa de Concreto es un muro de sostenimiento construído totalmente de concreto y mantiene la estabilidad por su propio peso.
- g) Sedimento significa el asentamiento de partículas de des - monte , escorias y otros sedimentos que no forman parte del Dique de Arranque.
- h) Altura del Dique de Arranque se considera como la distancia vertical, medida de la base inferior del talud exterior hasta la parte superior del dique, o cresta.
La Altura Efectiva significa la misma distancia vertical medida del centro de la cresta hasta la base del dique.
- i) Altura de la Sedimentación :
Se consideran dos casos :

//..

1. Cuando existe dique de arranque

Cuando existe dique de arranque, la altura de sedimentación es la distancia vertical de la base del talud exterior del dique de arranque a la superficie libre del último nivel de sedimentación.

2. Cuando no existe dique de arranque

Cuando no hay dique de arranque, la altura de sedimentación es la distancia vertical, de la base del talud exterior del dique al último nivel de sedimentación.

- j) Deposición Mecánica consiste en que el material para ser depositado es clasificado previamente en ciclones, que se paran la arena gruesa de la lama. La arena gruesa podría depositarse una parte sobre la lama y la otra parte sobre arena gruesa formando el talud exterior de la presa de bancos (andenería).
- k) La deposición natural consiste en que el material se deposita por gravedad ; la arena gruesa cerca a la cresta, la lama y agua de decantación en el faldón. En este caso, la cresta de la presa se forma extrayendo la arena gruesa manualmente con una lampa o rastrillo, poco a poco cuando descarga el último nivel.
- l) Terrón consiste en un aglutinamiento de tierra, lama y sedimentos que se han deshidratado, previamente secado o filtrado, antes de la sedimentación.

COMENTARIOS

Referente a los Items c) y d)

Deben tener el grano entre 2 mm. a 0.074 mm. de diámetro ocupando los granos más de 80% del total y los restantes pueden ser de arcilla, esquistos o mezcla de estos.

Las partículas de arcilla deben tener un diámetro menor de 0.005 mm. y ocupar una cantidad menor de 30% del total y la diferencia debe ser de partículas de esquistos, arena o mezcla de estos.

Barro, - Consiste en una mezcla de agua con arena, esquistos y arcilla, independiente de lo que se ha mencionado anteriormente.

GRAFICO DE (e)

FIGURA 1.1.

1.1. Ejemplo de Presa Mixta



GRAFICO DE (j)

FIGURA 1.2.

1.2. Ejemplo - Deposición Mecánica

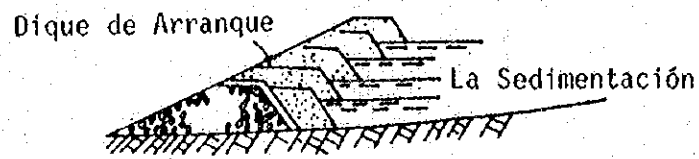
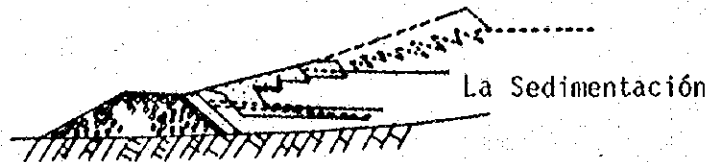


GRAFICO DE (k)

FIGURA 1.3.

1.3. Ejemplo de Deposición Natural



La Figura 1.2. representa avance aguas arriba y la Fig. 1.3. el avance se hace aguas arriba también.

//..

CAPITULO II

UBICACION DEL DEPOSITO Y ESTUDIOS DEL TERRENO

UBICACION

1. Para seleccionar el Depósito de Relaves se necesita lo siguiente :

1.1. Evitar que los campamentos, pueblos o centros urbanos - construcciones importantes, se encuentran en lugares con niveles inferiores al depósito o en quebradas de evacuación del depósito.

Si no se pudiera conseguir lugares adecuados de acuerdo al párrafo anterior es necesario mantener los factores de seguridad, desde el inicio de la construcción para evitar daños y perjuicios a terceros.

1.2. Evitar que los Depósitos se ubiquen sobre terrenos deslizables o pantanosos.

1.3. Evitar que los Depósitos se ubiquen en zonas de derrumbes, huacos, zonas de desglaciación, morrenas, etc.

COMENTARIOS

Para ubicar el Depósito de Relaves debemos pensar dentro de los aspectos técnicos y económicos. Solamente explicaremos en estos dispositivos aspectos dentro de Seguridad.

Referentes al Item 1.1.

Sobre la construcción de Canchas de Relaves - Para seleccionar la ubicación de Canchas de Relaves es necesario considerar la Topografía rfo abajo.

Pero si no hay lugar apropiado para ubicar la Cancha de Relaves río abajo debemos de tomar los factores de Seguridad más altos que los standard y controlar permanentemente las Condiciones de Seguridad.

ESTUDIOS DEL TERRENO

2. Para estudiar el terreno se debe tener en cuenta lo siguiente:
 - 2.1. Tipo, características y condiciones superficiales que sirven de base al depósito.
 - 2.2. Estado de las aguas subterráneas
 - 2.3. Existencia o afloramiento de aguas subterráneas ; ubicación de las aguas subterráneas.

BASES DE LA PRESA

3. La base de la presa debe tener las condiciones siguientes :
 - 3.1. Fuerza necesaria de resistencia
 - 3.2. Seguridad para evitar el deslizamiento
 - 3.3. Que no exista afloramiento de agua, cuando se trata de impedir afloramiento de agua el item 2.3 no se debe tener en cuenta.

COMENTARIO

Representa a los items 3.1. y 3.3 Para determinar los Items - 3.1 y 3.2 se ejecutan pruebas de resistencia del suelo por precisión y por hundimiento.

//.

Es recomendable que el lugar no tenga afloramiento de agua ; pero si existiera se empleará el método de Grout (inyectando lechada de cemento u otro material) , para evitar la salida del agua , o construir cunetas ciegas y para evitar el socavamiento del depósito.

CAPITULO III

MATERIALES

PRUEBAS DE MATERIALES

1. Se efectúa mediante un examen de base de tierra, materiales de construcción, características y fuerza de sedimentación . Cuando no se puede realizar previamente estas pruebas , se puede aplicar un estimado de los factores. En estos casos en algún momento apropiado se puede efectuar las pruebas y comparar los factores estimados con los probados, si se presentara mucha diferencia en las comparación se debe cambiar de diseño .

COMENTARIOS

Cuando se ubica una nueva cancha y se va utilizar desmontes o materiales de préstamo es imposible hacer pruebas para construir la presa. En estos casos se tomará factores comparativos de otras presas en donde se han hecho pruebas con factores de mayor seguridad.

PRUEBAS DE TIERRA

2. Las pruebas de tierra son las siguientes :

- 2.1. Prueba de gravedad específica
- 2.2. Clasificación por tamaño
- 2.3. Límites de los cambios de estado sólido o líquido
- 2.4. Contenido de agua
- 2.5. Prueba de límite de plasticidad
- 2.6. Prueba de penetración de agua
- 2.7. Prueba de densidad en el mismo lugar
- 2.8. Prueba de apizonamiento
- 2.9. Prueba de Impresión
- 2.10 Prueba de Deslizamiento
- 2.11 Prueba de Compresión de tres ejes
- 2.12 Prueba de penetración normal
- 2.13 Prueba de resistencia del suelo
- 2.15 Prueba de materias orgánicas
- 2.16 Prueba de penetración estática

COMENTARIO

Es muy importante sacar muestras del terreno para realizar pruebas de tierra, cuando se necesitan conocer las características de la tierra normal en el promedio que se va a utilizar, se tomarán muestras ; y las características a través del promedio de información diversa.

Cuando los materiales no son uniformes se tomará varias muestras en la mayor cantidad posible y se tomará muestras en la misma tierra.

Una sola prueba no es suficiente para determinar la resistencia de la tierra, es recomendable efectuar varias pruebas en número máximo posible de la selección en forma simétrica.

Las clases de pruebas que se realizará según el propósito de la investigación de los estados de la tierra y el grado de importancia son los siguientes :

C L A S E

PRUEBA DE TIERRA

Propuesto en la investigación, Estado de la tierra	Prueba de Base del depósito de lama		Selección de Material de la presa, Diseño y decisión estándar para construcción.		Prueba de control de construcción.		O B S .
	Tierra Móvida	Tierra Estable	Tierra Movida	Tierra Apizacada	Tierra Movida	Tierra Apizacada en el mismo lugar.	
Prueba de :							JIS-A 1202
Contenido de agua	A		A		A		Jis-A 1202
Gravedad específica	A		A		B		Jis-A 1204
Gramaño	A		A		B		Jis-A 1205
Cambio de estado de sólido a líquido	A		A		B		Jis-A 1206
Elasticidad	A		A		B		Jis-A 1210
Empisonamiento			B		B		Jis-A 1214
Consistencia en el mismo lugar		B				B	Jis-A 1217
Penetración de agua		B		B		B	Jis-A 1217
Compresión		B		B		B	Jis-A 1216
Compresión de 1 eje		B		B		B	As. I, T
Deslizamiento		B		B		B	As. I, T
Compresión de 3 ejes		B		B		B	As. I, T
Existencia de suelo		B					As. I, T
Penetración Normal						B	Jis-A 1219
Penetración Estática						B	As. I, T
Materia orgánicas	B		B				As. I, T

Nota . -

- A = Prueba que son indispensables
- B = Prueba que se efectúan según la necesidad

As. I. T = Asociación de Ingeniería a tierras
Jis = Japan Industrial Standard
(estandar industrial japonés)

COMENTARIO

Las pruebas que no están indicadas con Jis son las siguientes :

a) Prueba de Deslizamiento, -

Colocar con cuidado en la caja de muestras comprimiendo de arriba hacia abajo, deslizar y calcular la fuerza de la resistencia . Repetir varias veces comparando la resistencia de la presión de compresión y calcular la fuerza de la resistencia de deslizamiento correspondiente a cada presión.

Por eso podemos calcular el ángulo de fricción interior de la tierra, la fuerza de cohesión y los cambios de volúmenes cuando sufre deslizamiento.

b) Pruebas de Compresión de Tres Ejes,-

Se extrae de muestra en forma de cilindros y se cubre con una capa de jebe y se presiona en dirección de los tres ejes y en dirección de los ejes verticales hasta romper la muestra y simultáneamente medir el cambio de volumen. Se repite esta prueba tomando varias presiones y graficar el ciclo de marcha según la selección entre presión lateral y presión radial. Por la interrupción de las líneas rectas, se forma una línea curva que representa la fuerza de cohesión , ángulo de fricción interior y cambio de volumen y la presión hidrostática.

c) Prueba de Resistencia de Suelo, -

Poner el disco de 30 a 75 cm. de diámetro encima de la tierra

nivelada horizontalmente y presionar poco a poco midiendo el hundimiento por escala dial gouge, en cada etapa hasta que se termine el hundimiento sucesivamente. Con estos resultados se describe la curva de hundimiento, y se puede conocer la fuerza de soporte permisible según cargo de destrucción o hundimiento máximo permisible

d) Prueba de Penetración Estática. -

Esta prueba se efectúa con una carga estática, colocando en el extremo de una barra con punta de forma cónica o algún tipo especial y presionando la barra mediante poleas fijas que mantienen pesos en el extremo de la cuerda de la polea y se mide por la fuerza de resistencia contra la penetración o contra la fuerza de penetración, rotacional, demuestra dureza de la tierra o número relativo de densidad.

e) Pruebas de Materias Orgánicas. -

Esto es la prueba para conocer la calidad de materias orgánicas y de acuerdo con el método de prueba diseñado por asociación de Ingenieros de Tierras.

CONCRETO

3. Sobre la calidad de concreto, materiales y combinaciones y métodos de construcción del concreto se indican en el presente reglamento; Sin embargo se recomienda consultar con las indicaciones, Standard de concreto en los dispositivos estudiados por la sociedad de Construcción Civil.

CAPITULO IV

INSTALACIONES DE DRENAJE

1. En la Cancha de Relaves por principio debemos construir instalaciones de drenaje en el interior del depósito o fuera de él y canales de emergencia.
2. Sobre las instalaciones y canales que indican el párrafo 1 debe mos seleccionar la mayor disposición adecuada y la mejor - construcción apropiada de acuerdo con la geología.
3. En la salida de las tuberías o canal de fondo del depósito y en las zanjas del drenaje superficial y antes de evacuar se debe construir pozas de sedimentación para disminuir la velocidad de descarga de agua.

COMENTARIO

Instalaciones de Drenaje.

1. Drenaje Exterior. -

Construir zanjas de drenaje superficial en el perímetro exterior del depósito para evitar el ingreso de las aguas superficiales que se originan por precipitaciones o afloramiento de aguas subterráneas.

2. Drenaje Interior. -

Construir o instalar tuberías internas para evacuar aguas provenientes del proceso metalúrgico y las aguas provenientes en la superficie del relave.

3. Depósitos de Sedimentación. -

Se construyen para proteger de la destrucción y sistema de evacuación de la cancha, canales, ríos abajo, debido a la alta velocidad y energía de la fuente de agua.

4. Drenaje Exterior. -

Es necesario para evitar el ingreso de agua proveniente de los riachuelos y aguas superficiales.

En algunos casos la construcción de zanjas de drenaje no es posible por la topografía del terreno cuando la cuenca o quebrada es chica o angosta.

5. Zanjas de Drenaje para Afluentes. -

Debe ser construido por los siguientes motivos :

- a) Tener la capacidad suficiente para evacuar el agua.
- b) Construir zanjas del depósito especialmente en zonas rocosas y no en tierras sueltas.
- c) Cuando la topografía no permite las condiciones descritas en los párrafos (1) y (2) se puede construir zanjas de drenaje en la base del depósito, que servirá para la investigación anterior cuando se necesite.
- d) En las partes superiores de los afluentes se debe construir depósitos de sedimentación para acumular piedras, arenas o madera con el objeto de evitar la obstrucción de los canales por estos materiales.

6. Zanjas de Drenaje Exterior. -

Debe ser construida por lo siguiente :

- a) Las zanjas deben tener la capacidad suficiente para captar

y evacuar el agua.

- b) Las zanjas deben estar construídas lo más cerca posible a los límites del depósito.
- c) La estructura debe ser construída para cantidad mayor
- d) La estructura del canal, cerca a la presa de contención debe ser estrictamente controlado en el diseño y construcción para evitar la acción excesiva del agua al depósito que afectaría la estabilidad de la presa de contención.
- e) En la zona donde es posible, deslizamientos masas de nieve, avalanchas de morvencia o material suelto se debe construir protección apropiada.

COMENTARIO

4. Canal de drenaje exterior. -

La razón por la cual no se permite el ingreso de agua al depósito son los siguientes :

Las aguas de lluvias agitan la superficie de sedimentación y transportes partículas de sedimentos contaminando las aguas y alterando la solidificación del depósito.

La presa de contención no es tan fuerte para soportar el empuje de las aguas superficiales de ingreso en el depósito. Pero cuando existe la posibilidad de un derrumbe o cuando la quebrada o cuenca no es muy grande, no es necesario construir zanjas de drenaje exterior.

d) Para evitar la obstrucción de arena y/o piedra se construirá una abertura circular con diámetro mayor de 30 cm., para evitar la obstrucción por mezcla entrecruzada se colocará una parrilla de 30 cm. a 70 cm. encima de la estructura de concreto. Es necesario construir varios depósitos de sedimentación para acumular piedras, arenas y madera. Es necesario no acercarse a los depósitos naturales en caso de ser últimos depósitos a la cancha y es también deseable asegurar áreas suficientes para acumular agua en frente de la boca del depósito.

6. Zanjas de drenaje exterior

6. a) Para mantener la capacidad suficiente para el agua, no debe cambiarse en forma drástica la sección del canal y cuando es necesario construir las zanjas con curvas, es necesario deflexionar (ampliar) el radio de curvatura. Cuando inevitablemente sea necesario construir una curva cerrada, es necesario que la sección del canal en la curvatura sea de mayor sección, cuando pasa en la zona deleznable o debajo del talud, es necesario cubrir el canal, según necesidades para mantener la capacidad suficiente para el agua.

6. e) Canales para aguas superficiales deben ser construidas excavando tierras, pero cuando sería imposible hacerlo, es necesario fijar canales con estaca para evitar derrumbes. En el caso que el afluente se une con el canal, es necesario construir placa de tope o charco para evitar reboses de agua.

7. Drenaje interior. -

Debe ser construída por lo siguiente :

Debe construirse canales de drenaje para eliminar el agua de la superficie libre del depósito o construir canales que deben estar conectados con ellos para desaguar en la parte inferior del canal de ladera, agua de lluvia dentro de la cancha, charco encima del desmonte y lama.

Pero se puede utilizar otro canal que se ha construído para otro propósito cuando no se encuentra inconveniente.

8. Drenaje de la poza de decantación (charco) -

Debe ser construído en los casos siguientes :

a) La posición de drenaje de charco debe ser construido lo más alejado posible de la presa de contención y también en un lugar donde sería fácil controlarlo.

b) Debe decidir la capacidad de drenaje considerando que el nivel del agua queda siempre menos de 1 metro desde la parte superior del dique.

c) Cuando se utiliza la bomba para drenar se debe estacionar otro aparato en reserva.

9. Cuando se encuentra afloramiento de agua dentro de la cancha se debe construir un desague o cuneta ciega para evitar la filtración.

10. Para evitar que el agua penetre a la masa sedimentada desde la lama o zanjas de drenaje en la ladera es necesario construir una cuneta ciega en la parte más profunda de la hondonda.

11. Las cunetas ciegas que se han mencionado en los artículos 9 y 10 deben ser cubiertas con un estrato de material filtrante para evitar el escape de agua turbia en la lama.

COMENTARIO

8. a) La posición de drenaje de charco debe estar fuera de la ladera deslizable.

8. b) La capacidad de drenaje de la poza de decantación se calcula como sigue :

$$Q = q_0 + q_1 + q_2$$

q_0 = Cantidad de agua desde la lama

q_1 = Cantidad de agua de lluvia que engrosa a la cancha

q_2 = Cantidad de afloramiento de agua

Si la parte superior del dique no es horizontal durante la construcción, la diferencia de altura con 1 m. entre cresta y lama debe ser mínima altura de cresta y la de lama.

La mínima diferencia de altura (1m) es como se ha mencionado , no considerando la entrada del agua desde fuera de la cancha, por eso es recomendable que el charco de agua no este cerca de la presa de contención para su estabilidad.

11. Sobre la condición de construcción del estrato filtrado ver comentario del Capítulo VI - 2 - g) .

12. Flujo de agua. -

Para calcular la capacidad de drenaje exterior o interior , - cantidad del agua que se acumula en riachuelos o aguas su - perfciales se procede de la siguiente forma :

- a) Generalmente se toma la cantidad de lluvia máxima en 100 años por lo menos.
- b) La cantidad de lluvia mencionada se calcula por los da - tos del Observatorio que se considere principal en el dis - trito durante largo tiempo, pero si no hay datos en este distrito será calculado por la cantidad de lluvia que es estimado por los datos del observatorio vecino.
- c) Si es posible la relación entre la cantidad de lluvia y el flujo con precisión considerable, podemos emplear éste método, pero en el otro caso se calcula según la fórmu - la siguiente :

$$Q = \frac{1}{3.6} f r A$$

Q = Cantidad de flujo (m³/sec.)

f = Coeficiente de flujo más de 0.8

r = Fuerza de lluvia en promedio durante la llegada del agua (mm/hr.)

A = Cuenca (Km²)

- d) Es necesario tener en cuenta el aumento del flujo por co - rriente de arena según la condición de cuenca.

COMENTARIO

sobre a) , b) , c)

Generalmente el área de la cuenca del depósito es menos de 1 km². el caso es muy raro que exceda más de 5 km², por eso tenemos que tener en cuenta la fuerza de lluvia dentro de poco tiempo, pero el problema es que los datos actuales del observatorio no son suficientes para los cálculos del flujo directo, es necesario reemplazar algunos datos según los métodos siguientes :

(1) Se encontrará la cantidad probable de lluvia por los datos del observatorio. Los métodos para calcular son varios, pero en este caso se presenta el método simple :

1. Poner los datos representativos dentro de cada año en el orden de más a menos cantidad (ver 1-2-3 de tabla - 2).

2. Calcula como 4 de la Tabla - 2

N ; Números de records (datos)

i ; orden

3. Colocar estos resultados con un papel de probabilidad logarítmica y trazar la línea recta al ojo.

4. Tomar la cantidad de lluvia correspondiente al punto en que la línea mencionada arriba corta a la probabilidad necesaria.

TABLA N° 2

Ejemplo de cálculos de probabilidad de la cantidad de lluvia.

① % i	② Fecha	③ r _i (mm)	④ $\frac{2i-1}{2N} \times 100$
1		83	1.61
2		72	4.84
3		71	8.06
.	.	.	.
.	.	.	.
.	.	.	.
29		50	91.94
30		27	95.16
31		18	98.39

FIGURA N° 2

Ejemplo de cálculo de probabilidad en el papel de probabilidad logarítmica

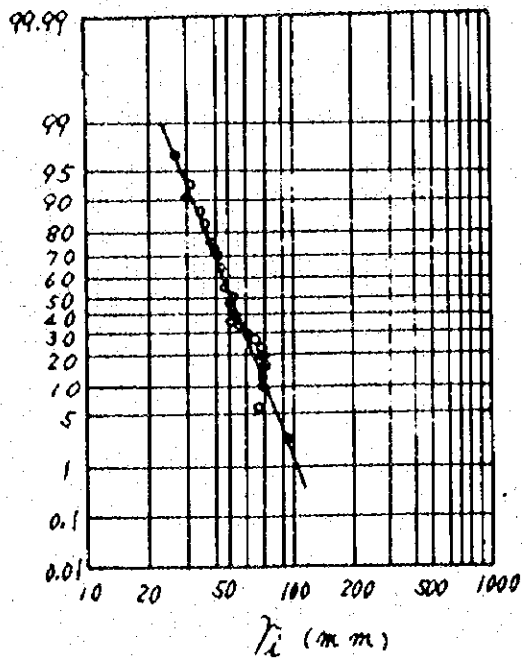


TABLA N° 2

Ejemplo de cálculos de probabilidad de la cantidad de lluvia

FIGURA N° 2

Ejemplo de cálculo de probabilidad en el papel de probabilidad logarítmica.

(2) Hora de llegada de agua

Estas fórmulas se adoptan para rangos entre hora de llegada del agua cambiando según la fuerza de la lluvia, pero esto ocurre rara vez.

(3) Para calcular la intensidad de lluvia entre la hora de llegada del agua por la curva de la lluvia, tenemos la fórmula siguiente :

$$r = \frac{a}{b + t}$$

- r : Fuerza de lluvia
- t : Horas continuadas de lluvia
- a : Lo constante
- b : Lo constante

La curva de lluvia se consigue por a y b que se obtiene por mediciones cada 10 minutos, cada hora y cada 4 horas.

La fuerza de la lluvia entre las horas de llegada del agua sobre la curva de la lluvia es la fuerza de la lluvia.

El área de la cuenca se debe conocer según medida o por mapa de la topografía de la escala más grande de 1/10,000.

CANALES DE EMERGENCIA

13. Los canales de emergencia deben ser construídas para canchas de relaves, de desmonte y escoriales considerando los accidentes topográficos de zanjas de drenaje exterior

14. Los canales de emergencias deben ser construídos en los casos siguiente ;

- a) Por principio , los canales de emergencias deben ser canales exclusivos.
- b) Cuando es imposible construir los canales mencionados deben ser construidos canales de emergencias de otro tipo , después de la conclusión de depósito.
- c) Canales de emergencia debe ser construída fuera de la zona de depósito con excepción de presa de concreto.
- d) Los canales de emergencia deben desaguar la cantidad de agua que se estime máximo durante 200 años, en toda la zona de la cuenca.

En caso de que la cantidad de agua máxima durante 200 años es menos de la máxima recordada en el año pasado, debe adoptarse la máxima recordada.

Sobre el cálculo de la cantidad de flujo se debe ver en el artículo 12 , inciso a) b) y c) en este capítulo.

- e) En el caso de que se deposite durante la construcción de la presa y se considera difícil desaguar toda el agua en la cuenca , se permite disminuir la capacidad del desague en primer período considerando la condición de río abajo.
- f) La altura entre la parte superior del dique y el nivel máximo del agua de la cancha debe ser más de 50 cm. con excepción de la de concreto. Se necesita acondicionar el

nivel de la boca del canal de emergencia y la sección del canal.

- g) El agua que ingresó a la cancha, debe ser desaguada lo más pronto posible.
- h) Debe tenderse sobre la estructura del canal para evitar chupar aire en los casos de diferentes tipos de tubo para desagüe y los del tipo de desagüe para canal con tubería de drenaje vertical.

COMENTARIO

La estadística de los accidentes en las canchas de relave indica que la mayor parte de ellos ocurre por rebose de agua por la cresta especialmente en caso de desaguar por el conducto cubierto. La mayoría de los accidentes ocurren por que la boca está cubierta de arena y maderas, por eso el propósito de las canchas de relave es no depositar agua, por eso es necesario construir canales para desaguar el agua en exceso.

- 14. a) Debe evitar la utilización común de los canales, siempre en cuando no impidiera la topografía.
- 14. c) En caso de que el canal de emergencia pase por debajo de la presa, debe cuidarse que la presa no se hunda por la presión del agua la cual origina el rompimiento del canal.
- 14. e) En caso de que inicialmente se construya la presa y después se comience a depositar relave, es fácil proyectar y construir un canal de emergencia.

Pero casi todas las canchas están aumentando la presa gradualmente según el nivel del relave.

Es necesario aumentar la boca del canal de emergencia, por lo que no es fácil mantener el canal en condición completa para poder pasar el agua máxima.

Si no sería tanta la influencia para la zona de aguas abajo podemos mitigar el reglamento de 14 - d) solamente en el primer período (hasta la altura de N_H m. H: máxima altura de la presa)

14.f) El nivel máximo de la cancha significa nivel máximo permisible cuando ingresa agua fuera de la cancha. Los tipos de canales de emergencia son varios como :

- a. De caída de agua por encima de la presa
- b. Captación y conducción de aguas por canal lateral
- c. Por tubería o canal inclinado
- d. Desagüe por canal con tubería de drenaje vertical
- e. otros.

Tipo a.

La forma del tope de la presa debe ser formado para pasar máxima cantidad de agua y no ocurra la presión negativa.

Por eso la curva seccional sería la línea de napa como presa - con forma de cuchillo vertical.

(Ref. Fig. 3 tabla - 3)

Cuando la forma seccional es como napa libre, se puede calcular según la fórmula siguiente :

$$Q = CL. H^{\frac{3}{2}}$$

Q = Cantidad de agua que pasa $m^3/\text{seg.}$

C = Coeficiente

L = Ancho del canal de agua (m)

H = Altura de agua (m)

El coeficiente c se puede calcular como sigue :

$$C_d = 2,200 - 0.0416 (Hd/w)^{0.99} \text{-----(1)}$$

$$C = 1.60 \frac{1 + 2a (H/Hd)}{1 + a (H/Hd)} \text{-----(2)}$$

a = Constante

Cd = Coeficiente en H = Hd

w = Altura entre base de canal y tope de la presa (m)

Hd = Altura del agua diseñada

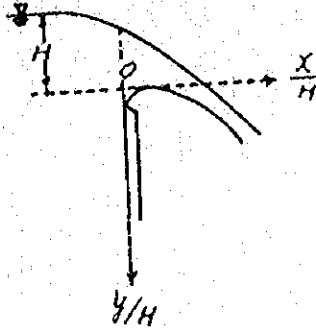
con (1) se calcula cd, después , poniendo H/Hd = 1 y con (2) se puede calcular (a)

Generalmente recomendaría calcular la forma de tope de presa y coeficiente c por los experimentos con excepción del caso que ya está conocido por experimentos anteriores.

TABLA N° 3 . - La forma de napa de la presa como la forma de cuchillo vertical . (Por Davis ; Handbook of applied Hydranlies)

Forma aguas abajo		Forma aguas arriba	
x/H	y/H	x/H	y/H
0.0	0.125	-24	-0.989
0.1	0.033	-22	-0.987
0.2	0.004	-20	-0.984
0.3	0.000	-18	-0.980
0.4	0.011	-16	-0.975
0.5	0.034	-14	-0.969
0.6	0.066	-12	-0.961
0.7	0.106	-10	-0.951
0.8	0.157	-8	-0.938
0.9	0.216	-6	-0.921
1.0	0.283	-4	-0.898
1.2	0.441	-2	-0.870
1.4	0.631	0	-0.831
1.6	0.853	0.1	-0.807
1.8	1.107	0.2	-0.779
2.0	1.393	0.3	-0.747
2.2	1.711	0.4	-0.710
2.4	2.061	0.5	-0.668
2.6	2.443	0.6	-0.621
2.8	2.857	0.7	-0.568
3.0	3.303	0.8	-0.509

FIGURA N° 3



Tipo b.

Estas consisten en el canal sobre el perímetro de la ladera y tunel de desagüe.

La posición del desagüe está fijada, por eso no conviene para la cancha de relaves que se aumente la presa según el avance del depósito del relave.

Fórmulas de cálculo son dados por el Dr. Mononoha y Dr. Hindo.

Tipo c.

Son canales inclinados los que tienen gran profundidad de agua. La cantidad del agua que sale sobre el canalón no son afectadas tanto por el nivel del charco de la cancha. También podemos mantener siempre en funcionamiento prolongado la boca del canalón según incremento del nivel de depósito.

La fórmula para calcular es como sigue :

$$Q = A \sqrt{\frac{2 g H_o}{1 + f_e + f_b + f \frac{L}{2 r_o}}}$$

- Q : Cantidad de agua que sale por canalón (m^3/sec)
L : Longitud de tubería (m)
 H_o : Altitud entre nivel del agua de cancha y nivel de salida del agua (m)
 r_o : Radio de tubería (m)
A : Area seccional (m^2 , $A = \frac{\pi}{4} r_o^2$) (m^2) (cuando es redondo).
 f_e : Coeficiente de pérdida en entrada
 f_b : Coeficiente de pérdida en la parte curva
f : Coeficiente de pérdida por fricción en tubería

Cuando es redondo

$$f = \frac{124.5 n^2}{(2 r_o)^{4.75}}$$

n = coeficiente de ondulaciones

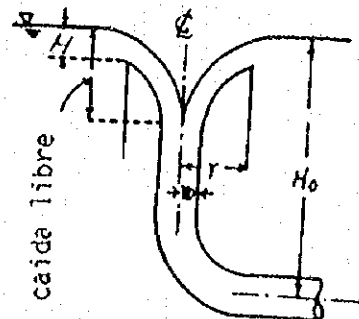
g = Aceleración de gravedad (9.8 m/sec. 2)

Tipo d.

Este pertenece al tipo que está excavado en el pique en la tierra o está construida la tubería dentro del depósito. El cálculo es como sigue en el caso de la Fig. 4

$$Q = 2 \pi r \times C H^{\frac{3}{2}} \quad (m^3/sec)$$

C = 1.84
r = m.



En el caso de aumentar H y disminuir la parte de la caída libre, se calcula como sigue :

$$Q = C \cdot \pi \cdot r_o^2 \cdot \sqrt{2 g H}$$

$$C = \frac{3}{4}$$

Cuando la longitud de tubería es larga, se adapta la fórmula antes mencionada . En el caso de aumentar la boca de entrada de agua la forma superficial del agua que entra a la boca no es como cráter y también el diámetro de tubería tiene límite.

Por eso la parte de caída libre es generalmente corta.

14 - g)

En la parte de entrada de agua absorbe agua formándose remolino y desordena la corriente de agua, para evitar eso se recomienda poner una pared para conducir la corriente.

CONDUCTO CERRADO

15. La construcción del conducto cerrado debajo de la cancha o dique de arranque debe ser como sigue :

- a) Debe tener la capacidad suficiente para captar el flujo.
- b) Debe prestar atención en la construcción para que no ocurra hundimiento desuniforme que cause daño.
- c) Debe soportar todo el peso de materiales depositados directamente encima del conducto y también la presión lateral que es calculada por la fórmula anterior.

Pero en el caso de que la estructura del conducto cerrado es flexible se construye el canal excavando la tierra o si el conducto tiene una construcción especial, podemos disminuir la fuerza mínima del conducto menos el

anterior.

- d) El lado lateral del conducto debe ser reentrenado y aprisionado.
- e) No se debe permitir corroer la base y el lado lateral.
- f) En el caso de que el agua que ingresa contiene elemento de erosión, se hará uno de refuerzo. La fuerza del conducto debe mantener la fuerza sin varillas de refuerzo para al presión exterior.

COMENTARIO

15 - c) y d)

Según estudios por el Dr. Marston la presión vertical al conducto cubierto puesto debajo del depósito cambia según relación mutua entre deformación vertical por peso de conducto mismo y compresión de la tierra lateral del conducto.

En caso de conducto rígido como concreto, se ha conocido por examen que la presión vertical al conducto más el peso total de la tierra encima del ducto.

El conducto cerrado construido en el depósito generalmente se construye encima de una base sólida y la construcción es muy rígida, por eso se puede considerar que todo el peso de la tierra encima del ducto afecta a este como peso vertical (cuando hay agua contiene peso de agua también).

Después de comenzar a depositar relave, en caso de que la presión lateral por la tierra al conducto es muy fuerte, o la tierra del conducto lateral se ha derramado, se debe poner ducto excavando la tierra como tipo canal y debe evitar aumento extraordinario del peso, reenterrado la tierra al lado lateral del ducto, apisonando la tierra suficientemente.

En caso de que se considere que todo el peso encima de la tierra afecta al ducto como peso vertical, el peso vertical y horizontal

al ducto se calcula con la siguiente fórmula :

$$\text{Peso vertical } P_v = r d \text{ (t/m}^2\text{)}$$

$$\text{Peso horizontal } P_H = k r d \text{ (t/m}^2\text{)}$$

(b) En caso de saturación Fig. - 5 (b)

$$\text{Peso vertical } P_v = r' d + r_w d_o \text{ (t/m}^2\text{)}$$

$$\text{Peso horizontal } P_H = k r' d + r_w d_o \text{ (t/m}^2\text{)}$$

(c) En caso de no saturación parcialmente Fig. - 5 (c)

$$\text{Peso vertical } P_v = r (d - d_o) + r' d_o + r_w d_o \text{ (t/m}^2\text{)}$$

$$\text{Peso horizontal } P_H = k r (d - d_o) + k r' d_o + r_w d_o \text{ (t/m}^2\text{)}$$

K = Coeficiente de peso por tierra 0.3 ~ 0.6

r = Peso de volumen unitario de sedimentos o presa (t/m³)

r' = Peso en el agua de (t/m³)

r_w = Peso de volumen unitario del agua (t/m³)

d = Profundidad entre superficie del depósito y tope del ducto (m)

d_o = Profundidad entre superficie del agua y tope del ducto (m)

Relación entre r, r' es como sigue :

$$r' = r - (1 - V_a) r_w \quad r' = r - r_w$$

V_a = Void

En caso de b) , c) se considera como :

Aproximadamente

$$k = 0.5$$

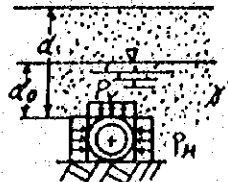
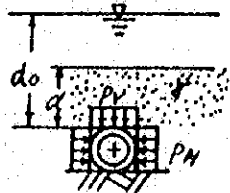
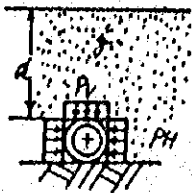
$$r = 1.5 \sim 1.8 \text{ t/m}^3$$

$$r_w = 1.0 \text{ t/m}^3$$

FIG. 5 (a)

FIG. 5 (b)

FIG. 5 (c)



Generalmente el peso del ducto cubierto cambia según la construcción del ducto (principalmente por su rigidez), y por la condición de instalación (instalado enterrado en tierra o encima de la tierra). La condición de la roca alrededor (resistencia a la carga y al deslizamiento), materiales de presa y característica de material enterrado (resistencia al deslizamiento, grado de apisonamiento). Por ejemplo, en caso de que se permite bastante deformación como tubería corrugada (se permite deformación de variado porcentaje contra ese diámetro), peso actual del ducto por tierra es menor del peso total de tierra encima del ducto como en el caso de excavar tierra y enterrar el ducto.

En ese caso el mínimo peso vertical se calcula según la siguiente fórmula :

$$P = C d b^2 r$$

$$C_d = \frac{1 - \frac{e}{2k\mu}}{1 - \frac{2kd}{b}}$$

P = Presión vertical al ducto por longitud unitaria (t/m)

b = Ancho horizontal del ducto. En caso de excavar tierra, ancho del canal en el nivel del tope del ducto (m)

r = Peso por volumen unitario de sedimentos o materiales de la presa (t/m³)

μ = Coeficiente de fricción interior de sedimentos o materiales de la presa (t/m³).

k = Coeficiente de presión de la tierra

e = Base de logaritmo (2.718)

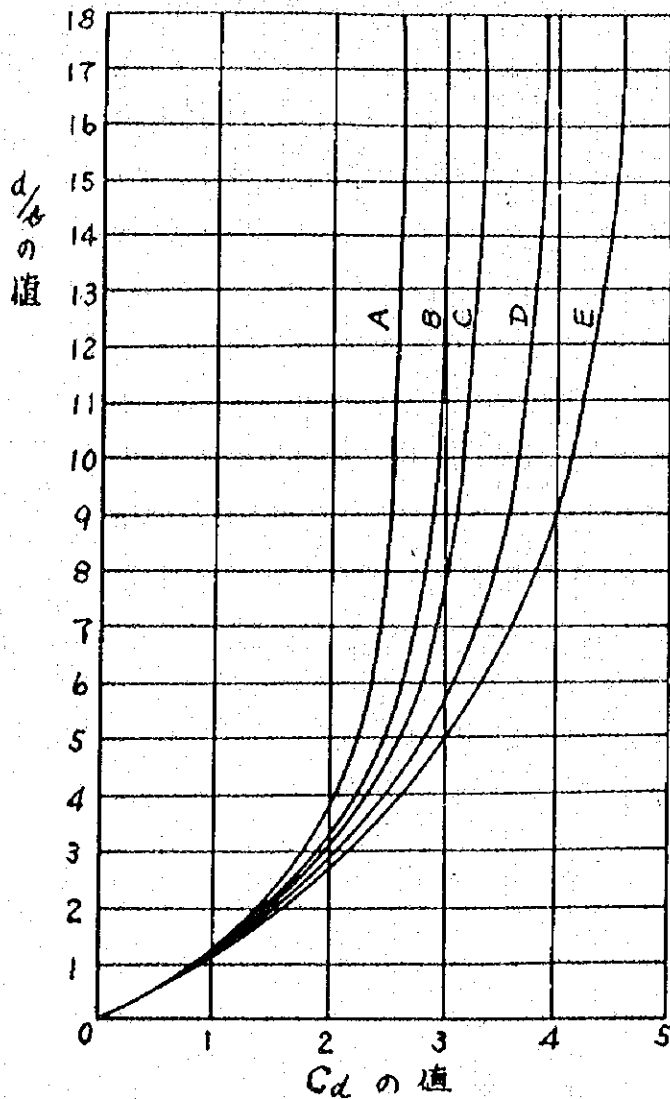
d = Profundidad entre superficie de tierra, sedimentos, presa y tope del ducto (m).

Para que este cálculo no demore mucho tiempo, podemos utilizar Fig. b , indicando la relación de $\frac{d}{b}$ después de calcular C d con tra k para varias tierras.

Fig. b Figura del cálculo de presión

Al ducto que se entierra en el canal de tierra

FIG. b . CALCULO DE PRESION



- Curva A $K = 0.1924$ -----Tierra como arena
- Curva B $K = 0.1650$ -----Arena mixta con cascajo
- Curva C $K = 0.1500$ -----Tierra superficial húmedo
- Curva D $K = 0.1300$ -----Arcilla
- Curva E $K = 0.1100$ -----Arcilla saturada

ELIMINACION DEL MATERIAL ARRASTRADO POR EL AGUA

16. Debe construirse la facilidad necesaria para controlar la densidad de materiales dañinos de acuerdo a la norma legal, como el agua del charco, afloramientos de agua que ocasione polución.
17. Dicha facilidad debe ser construída en el sitio donde no hay derrumbe, ni alud, etc.

COMENTARIO

16. En caso de construir facilidades debe instalarse aparatos como estanque de sedimentación, máquina de filtro, etc. para tratar los sedimentos. También en caso de que no se tiene proyecto de construirlos es necesario asegurar espacio para construir, considerando que se va a necesitar agua.

CAPITULO V

GENERALIDADES PARA LA CONSTRUCCION DEL DIQUE DE
ARRANQUE

En el diseño del dique de arranque es necesario considerar lo siguiente :

1. El dique de arranque debe ser construido como sigue, en caso de ser de concreto se puede excluir los Arts. N° 3 y N° 4.
 - a) La carga no debe ser mayor que la fuerza de soporte permisible a la base de tierra.
 - b) Una parte o toda la presa debe estar estable al peso mismo de la presa y a la fuerza exterior.
 - c) La construcción debe ser apropiada para extraer o quitar el agua del sedimento.
 - d) El agua no debe escurrir por encima de la cresta , tampoco por encima de la línea de agua subterránea, ni aparecer en la parte inferior del talud de la presa.
 - e) No debe ocurrir socavamiento en la base de tierra o en la presa misma.
 - f) El talud de la presa no debe ser erosionada por la lluvia.
 - g) Los materiales de la presa y sedimentos no deben derramarse fuera de la cancha.
 - h) Los materiales de la presa y sedimentos no deben escapar (contaminar) el aire.
 - i) No deben ocurrir derrumbes ni derrames de la presa o sedimentos que contiene, aún en la etapa de su construcción.

2. El incremento del nivel del depósito , debe ser diseñado para cada etapa según las condiciones (se exceptúa en caso de presa de concreto) siguientes :

a) La diferencia de niveles entre el tope de la presa y el nivel de agua de la cancha debe ser menor de las siguientes cifras :

	<u>ALTURA DE LA PRESA</u>	<u>DIFERENCIA DE NIVELES</u>
	menor de 30 m.	1.5 m.
entre	30m. ~ 50 m.	2.0 m.
entre	50m. ~ 100 m.	2.5 m.
más de	100 m.	3.0 m.

b) Las instalaciones de protección deben hacerse paralelas a la construcción de la presa. En la parte inferior de la presa, deben utilizarse algunos aparatos apropiados para evitar el escape o derrame de tierra.

COMENTARIO

1. i)

El cálculo de la estabilidad de la cancha , cuando se deposita relave incrementando el nivel de la presa, debe ser hecho a la mitad de la construcción de la presa y después de terminar su almacenamiento .

2 - a) El objetivo de la cancha de relaves no es depositar agua. Es recomendable mantener la diferencia de altura máxima entre el tope de la presa y el nivel del agua. Nivel de

agua no se refiere al agua de lluvia.

- 2 -b) Generalmente las construcciones protectoras para el talud de la presa debe hacerse paralelamente con el aumento del dique de arranque

FUERZA DE TERREMOTO

Se considera que la fuerza de terremoto puede afectar horizontalmente a la presa. El grado de vibración debe ser decidido entre los límites más abajo anotados, considerando la clase de presa, condición de la base de tierra y la importancia de la presa.

Distrito Clase de Presa	TOHOKU, KANTO KINKI, MINAMI - SHIKOKU.	HOKKADO, HOKURI - KU CHUUGOKU, KYU UCHUU KI'ASHI KO- KU.
DE CONCRETO	0.12 ~ 0.20	0.10 ~ 0.15
OTRAS	0.15 ~ 0.25	0.12 ~ 0.20

COMENTARIO

En caso de ser presa de concreto se considera que la fuerza de terremoto se manifiesta por un valor que resulta de multiplicar el peso de la presa por el grado de vibración. La fuerza de terremoto eyecta horizontalmente a la presa.

Para el uso de otras presas se considera que la fuerza de terremoto se manifiesta por un valor que resulta de multiplicar el

el peso de la tierra de deslizamiento por el grado de vibración. Esta fuerza eyecta a la presa horizontalmente. La fuerza de vibración cambia según estado de la base de tierra. Se ha comprobado que la fuerza de vibración en caso de base suave es mayor que en caso de base dura.

PRESION DEL TERRENO

4. La presión vertical a la presa por los sedimentos se considera el mismo peso de los sedimentos .

La presión horizontal a la presa se calcula según la siguiente fórmula, cuando la superficie de sedimentos es horizontal.

$$P = K r d \text{ (en caso de ser no saturado)}$$

$$P = K r d + r_w d_o \text{ (en caso de ser saturado)}$$

P = presión horizontal del terreno (t/m²)

K = coeficiente de presión 0,3 - 0,6

r = peso de volumen unitario de sedimentos (t/m³)

r' = peso de volumen unitario de sedimentos en agua (t/m³)

r_w = peso de volumen unitario de agua (t/m³)

d = profundidad de superficie de sedimentos al punto de presión ejecutado (m)

d_o = profundidad de la superficie del agua al punto de presión ejecutado (m).

COMENTARIO

Sobre el cálculo ver el comentario en el capítulo 4, artículo 15.

PRESION ESTATICA DE AGUA

5. La presión estática del agua se calcula según la fórmula siguiente :

$$P_w = r_w d_o$$

P_w = Presión estática de agua (t/m²)

r_w = Peso de volumen unitario de agua (t/m³)

d_o = Profundidad de agua (m)

PRESION DE LEVANTAMIENTO

6. Ver Capítulo 9

PRESION DE AGUA EN LOS SEDIMENTOS

7. Como presión de agua en los sedimentos consideramos solamente a la presión ejercida por agua infiltrada.

Hallamos el grado apropiadamente según la estructura de la presa, estado de la base de tierra, características del sedimento y método de depósito, etc.

COMENTARIO

Los sedimentos debajo de la línea de saturación de agua están saturados con agua. Esta agua tiene la presión estática del agua en esa posición. Esta presión se llama PRESION HENDIDURA DE AGUA y funciona haciendo disminuir la presión mutua entre partículas de sedimentos. En consecuencia disminuye la fricción interior entre partículas de tierras.

- P = Presión mutua entre partículas de tierra
- u = La presión hendidura de agua
- O = Presión efectiva entre partículas de tierra

$$\sigma = P - u$$

En caso de la arena, la resistencia de deslizamiento (t) se origina solamente por la fricción cuando se ejerce presión vertical P.

$$t = P \tan \phi \quad \phi = \text{ángulo de fricción interior}$$

En caso de tierra que tiene fuerza coherente

$$t = C + P \tan \phi \quad C = \text{fuerza coherente}$$

Cuando hay la presión HENDIDURA DE AGUA

$$r = (P - u) \tan \phi \quad \text{Para arena}$$

$$r = C + (P - u) \tan \phi \quad \text{Para tierra que tiene fuerza coherente.}$$

El grado de la presión hendidura de agua es la estática de agua en ese punto como se mencionó antes.

Para conocer ello es necesario chequear la línea de saturación de agua o la presión y estado del agua subterránea.

Cuando los sedimentos y la presa se pueden considerar homogéneas la curva de la línea de saturación de agua es aproximadamente una parábola. En este caso podemos adoptar la fórmula de Casa Grande. En otros casos se asume que la curva es una línea, refiriendo a los hechos reales de las canchas en funcionamiento.

Después de conocer la forma de la línea de saturación, la presión de agua correspondiente a la altura entre un punto y el punto donde la línea vertical cruza la línea de saturación es la presión de agua en hendidura. Pero cuando el depósito está constituido con desmonte, piedra ciclopea... etc., que tiene muchas hendiduras y estas hendiduras están abiertas al aire libre, podemos considerar que estas partes generalmente no tienen la presión de agua en hendidura

PRESION DINAMICA DE AGUA

8. Se debe tener en cuenta la presión dinámica del agua en casos de terremoto, especialmente cuando la superficie libre del agua está en contacto con la presa.

COMENTARIO

La presión dinámica del agua se puede calcular por medio de las siguientes fórmulas

$$P d = \frac{7}{8} r_w K \sqrt{d x}$$

Pd = presión dinámica del agua (t/m²)

K = grado de vibración

x = profundidad de agua

r_w = peso del agua por volumen unitario (t/m³)

d = profundidad entre superficie de agua y base de terreno (m).

PRESION DEL HIELO

9. Se debe tener en cuenta la presión del hielo en caso de que haya contacto entre la presa y lama, que se va helar en lugares fríos.

COMENTARIO

Podemos conocer el grado de la presión de hielo según las figuras siguientes : FIG. 7.

Relación entre la elevación de la temperatura de hielo y la presión del hielo.

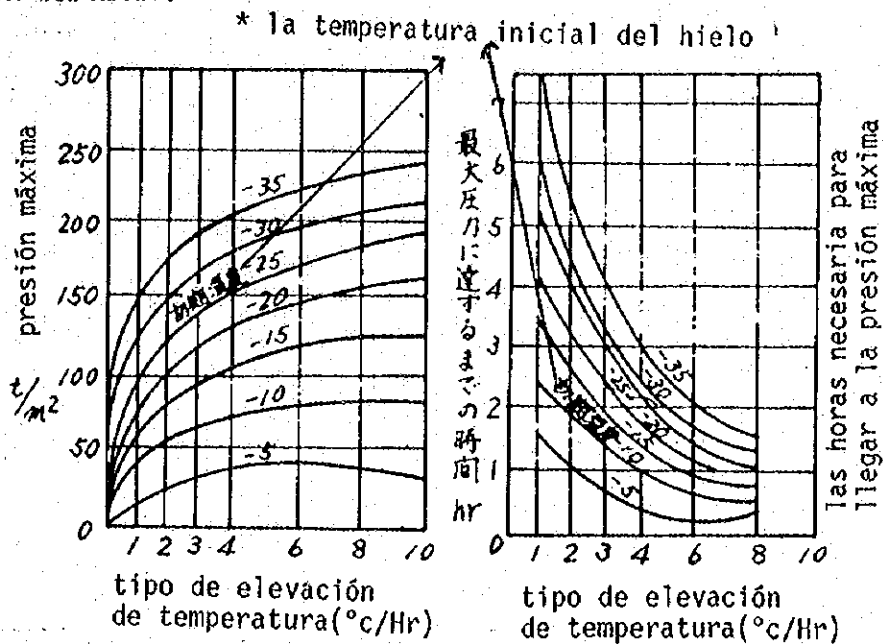


FIG. 7 Ha sido publicado por el Dpto. de Desarrollo de E. E. U. U. y la unidad usada es el metro.

Podemos conocer fácilmente la presión máxima y las horas necesarias para llegar a esa presión, por la temperatura inicial del hielo y el tipo de elevación de temperatura.

En el límite entre el agua y el hielo, la temperatura 0°C es constante. Por eso la presión del hielo no ocurre en ese momento.

Podemos calcular la presión del hielo por las mediciones de la temperatura en la superficie del hielo y uno o dos puntos más.

NIVEL DEL AGUA

10. El nivel del agua es importante para calcular la presión estática, presión de levantamiento, presión dinámica del agua y para conocer la forma de la línea de saturación que por principio es el nivel máximo del agua en caso de no considerar el ingreso del agua exterior a la cancha.

En caso de presa de concreto, si recibe agua extraordinaria en caso de emergencia, trata de pasarla por encima del muro (tope) de la presa. El nivel máximo del agua que pasa por encima del tope de la presa, es el nivel normal del agua que se ha mencionado antes.

CAPITULO VI

DIQUE DE ARRANQUE DE PIEDRA

MATERIALES

1. Las piedras ciclópeas utilizadas para la construcción de la presa deben tener las características siguientes :
 - a. Dureza suficiente
 - b. Resistencia a la eflorescencia
 - c. No sea soluble en agua
 - d. Que no esté mezclada con tierra

DISEÑO

2. El diseño del dique de arranque construido de piedra debe ajustarse a las siguientes exigencias :
 - a. La pendiente promedio del talud debe ser como sigue :
 - La pendiente del talud de acuerdo al sentido (dirección) debe ser escogido mediante cálculo de estabilidad , así :
Sentido hacia arriba : 1 : 3
Sentido hacia abajo : 1 : 7
 - El cálculo de estabilidad del talud debe hacerse de acuerdo a la siguiente fórmula :

$$i < \phi - \tan^{-1} K$$

i = pendiente del talud

ϕ = ángulo de fricción interior que es igual al ángulo de reposo de los materiales

K = grado de vibración

- b. Debe chequearse el probable deslizamiento entre la presa y el terreno donde esta ubicado, es decir la base.
- c. El ancho del dique de arranque debe ser según el calculo siguiente :

$$B = 1,1 \sqrt{H}$$

B = El ancho del dique de arranque

H = Altura efectiva del dique de arranque en (m)

- d. El ancho horizontal de la presa en el nivel de 50 cm. por encima de la superficie de los sedimentos debe ser calculado de la forma siguiente :

- En caso de que el dique de arranque se incrementa de acuerdo con el nivel de los sedimentos el talud de la presa en el sentido hacia abajo sigue la pendiente natural.

$$b_1 \geq 0,25 h_0 + 1,1 \sqrt{H_1}$$

b_1 = ancho horizontal de la presa en el nivel de 50cm. arriba de la superficie de los sedimentos.

h_0 = altura de la presa en la parte donde la pendiente es natural (m)

H_1 = altura efectiva de la presa en el nivel de 50 cm. arriba de la superficie de los sedimentos (m).

- e. Para quitar el agua infiltrada en la presa se debe construir una cuneta ciega debajo de la presa en el sentido hacia abajo, o construir el muro de piedras en la última parte del talud para que desague el agua exudada después de concentrarse.
- f. Cuando se termina de depositar relaves, debe hacerse construcciones apropiadas para la protección de la superficie de los sedimentos.
- g. Hacia arriba del dique de arranque debe formarse un estrato para evitar el derrame del depósito. Este debe ser un estrato apropiado de filtración para evitar el socavamiento con excepción del caso en que se use concreto.

COMENTARIO

- a. Se ha escogido como pendiente del talud los ángulos de reposo similares a las casas que sería de 37 grados. Las pendientes del talud en el sentido hacia arriba sería igual al ángulo de reposo y la pendiente del talud hacia abajo sería considerado para casos de terremoto.

La pendiente del talud en el sentido hacia arriba se puede considerar similar a los ángulos de reposo de los materiales, por que el talud se va enterrar gradualmente por sedimentos.

La pendiente del talud en el sentido hacia abajo se obtiene por calculo de estabilidad en referencia a la cifra normal.

- b. Si el cálculo de la estabilidad del dique no es suficiente para

asegurar su estabilidad, debe chequearse también la estabilidad incluyendo el dique y su base. De esta manera se estudiará si es necesario disminuir la pendiente del talud o bajar la altura del dique.

Debe chequearse los deslizamientos en la base del dique comparando las presiones de tierra y de agua de sedimentos, con la resistencia al deslizamiento.

En caso de que la tierra de la base sea suave y profunda, es necesario chequear los posibles deslizamientos en la tierra de base.

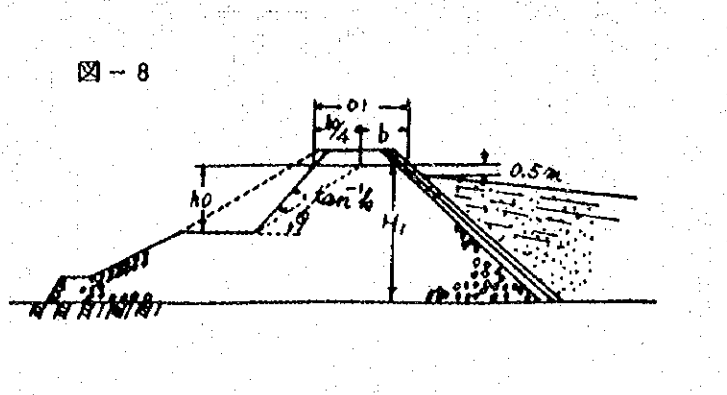
- c. Los reglamentos sobre el ancho del tope del dique se aplican para hallar el ancho provisional en caso de almacenar aumentando el nivel del dique.

En este caso el ancho del dique, quiere decir área que se sitúa en el nivel de 50 cm. encima de los sedimentos.

- d. Actualmente es muy difícil mantener la pendiente del talud en el sentido hacia abajo como pendiente final, cuando se deposita incrementando el dique. Por eso se admite aumentar el dique conservando la pendiente natural.

En cambio es necesario mantener el ancho suficiente, excluyendo la parte que se considera pueda derrumbarse en caso de terremoto.

FIG. 8



- e. Es necesario considerar la construcción de un medidor de agua exudada según el Capítulo XIII - I del Reglamento . En caso de desaguar el agua exudada :
- f. Es necesario construir algunas instalaciones protectoras para evitar la dispersión de los sedimentos e infiltraciones del agua.
- g. El dique de arranque de piedra tiene resquicios gruesos y no se puede depositar los sedimentos con seguridad. Por eso se debe formar estrato de cascajo en sentido hacia arriba del dique (en el lado de sedimentos del talud). Generalmente este estrato debe tener la penetración apropiada del agua con excepción de casos en que se necesite evitar la infiltración del agua que contiene elementos dañinos. Existen fórmulas experimentales que relacionan el tamaño de partículas del dique y del estrato de cascajo. Asimismo , entre el tamaño de partículas de estrato del cascajo y sedimentos de relave.

(1) Para evitar el escape de materiales en el sentido hacia arriba :

Díametro de partículas de 15% de estrato en sentido hacia arriba

<5

Díametro de partículas de 85% de estrato en el sentido hacia abajo.

Diámetro de partículas de 15% , quiere decir que el 15% de partículas cuyo diámetro corresponde a un peso menor de 5 del peso total de partículas.

- (2) Para asegurar la filtración suficiente de materiales en el sentido hacia abajo.

Diámetro de partículas de 15% de estrato en el sentido hacia abajo

>5

Diámetro de partículas de 15% de estrato en el sentido hacia arriba.

- (3) En caso de que el estrato en el sentido hacia arriba es de arcilla, el diámetro de partículas de 15% en el sentido hacia abajo, no necesita ser menos de 0,1 m.m. , no obstante (1) y (2).

- (4) Rango de diámetro de partículas de 50% para estrato en el sentido hacia arriba y abajo :

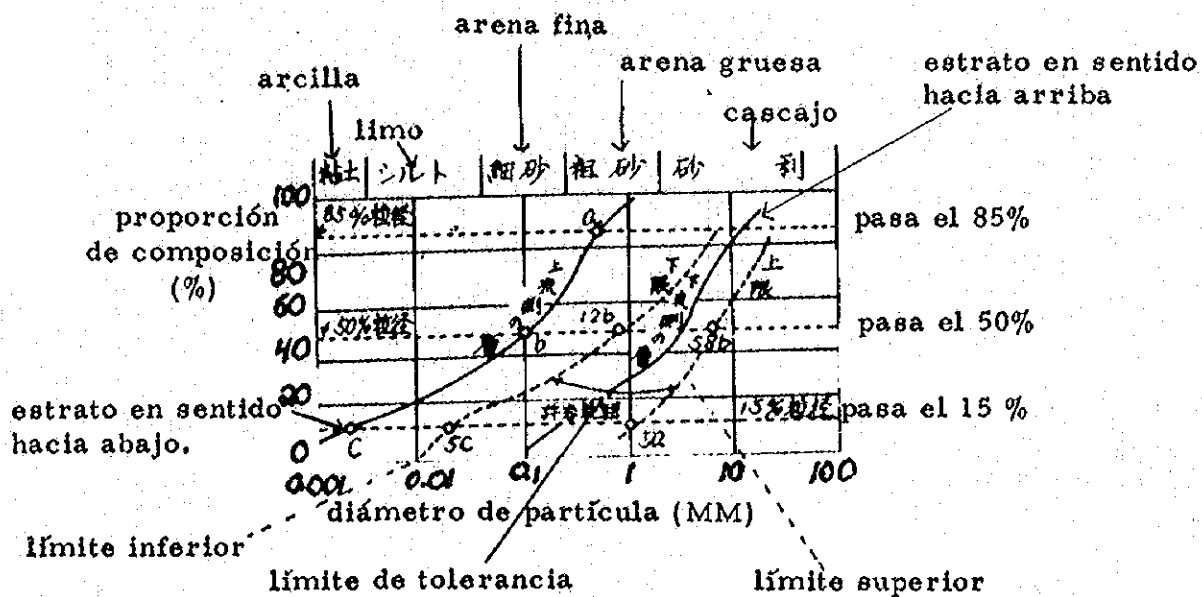
Diámetro de partículas de 50% de estrato en sentido hacia abajo = 12 ~ 58 .

- (5) Este estrato apropiado de cascajo se llama estrato de filtración. Se explica con el ejemplo siguiente :

FIG. 9

FIGURA N° 9

DISTRIBUCION DEL TAMAÑO DE ARENA EN EL ESTRATO



(6) El número de estratos deben ser más de 2 para satisfacer las necesidades mencionadas y se necesita distribuir los tamaños entre los estratos naturales.

(7) El espesor de cada estrato teóricamente se permite ser muy delgado. De ser demasiado delgado pueden ocurrir problemas inconvenientes y también hay posibilidad de ocurrir el deslizamiento en estrato por hundimiento parcial durante y después de la construcción.

Por teoría de BERTRUM , el espesor de cada estrato debe ser más de 50 veces de diámetro de partículas de 15% para cada estrato y también debe ser más de 30 cm. aproximadamente.

CONSTRUCCION

3. La construcción del dique de arranque de piedra debe ajustarse a los artículos siguientes :

a. Debe quitarse las tierras superficiales de la base de la presa, raíces de hierbas, tierras malas, edificaciones, ... etc. , que son negativas a la estabilidad de la presa.

b. El estrato de cascajo debe ser construido escavando la base de acuerdo con la constitución del terreno.

El contacto entre el estrato de cascajo y base de tierra se necesita apisonar especialmente y asegurar su adhesión.

c. Debe apilarse hasta la altura apropiada.

CAPITULO VII

DIQUE DE ARRANQUE DE ARENA

MATERIALES

1. Las arenas a usarse como materiales de construcción de la presa deben reunir las condiciones siguientes :
 - a. Tener la suficiente resistencia para EFLORESCENCIA
 - b. Que no contenga elementos solubles en agua.

DISEÑO

2. El diseño del dique de arranque de arena debe ser según las siguientes normas :
 - a. Pendientes del talud en promedio deben ser como sigue. Sin embargo, pendientes del talud en el sentido hacia abajo deben ser decididas por cálculos de estabilidad.

En sentido hacia arriba 15/100

En sentido hacia abajo 20/100

- b. Deberá chequearse los deslizamientos entre la presa y el terreno de base o en el terreno de la base misma.
- c. El factor de seguridad para los deslizamientos de presa y su base debe ser de más de 1.1
- d. El ancho del dique de arranque debe hacerse según el

cálculo siguiente :

$$B = 1.1 \sqrt{H}$$

B = Ancho del dique de arranque (m)

H = La altura efectiva del dique de arranque (m)

- e. El ancho horizontal de la presa en el nivel de 50 cm, arriba de la superficie de los sedimentos debe ser calculado según la siguiente fórmula. En caso de que el dique de arranque se incrementa de acuerdo con el nivel de los sedimentos y el talud de la presa en el sentido hacia abajo tiene pendiente natural.

$$b_1 = 0.25 h_0 + 1.3 \sqrt{H_1}$$

b_1 = El ancho horizontal de la presa en el nivel de 50 cm, arriba de la superficie de los sedimentos (m)

h_0 = La altura de la presa en la parte donde la pendiente es natural (m) . La cual no debe ser mayor de 15 m.

H = La altura efectiva de la presa en el nivel de 50 cm arriba de la superficie de los sedimentos (m).

- f. Para quitar el agua infiltrada en la presa se debe construir la cuneta ciega debajo de la presa en el sentido hacia abajo o construir el muro de piedras en la última parte del talud, para que desague el agua exudada después de concentrarse (sedimentarse).

- g. El talud en el sentido hacia abajo de la presa debe ser -
construido en tramos chicos cada 10 m.
- h. En el talud en el sentido hacia abajo de la presa debe -
construirse canales para agua de lluvia para desaguar se
gún las necesidades.
- i. En ambos lados de la presa debe construirse canales pa
ra captar el agua de lluvia según las necesidades.
- j. El talud en el sentido hacia abajo de la presa debe ser
cubierto por tierra transportada con grama o debe ser
cubierto con piedras ciclópeas de más de 50 cm. de es
pesor.
- k. Después de concluir el depósito de relaves debe hacer-
se algunas construcciones apropiadas para la protección
de la superficie de los sedimentos.

COMENTARIO

- a. Las cifras se han escogido considerando el ángulo de fricción interior de la arena, terremoto y tramo chico, referente a -
ejemplos existentes.

Los cálculos de estabilidad de talud deben hacerse según el capítulo 6 , 2 - a , en caso de no considerar la fuerza de cohesión y presión de agua en hendidura entre partículas. En caso que no podamos dejar de considerar lo anterior, los calculos deberán hacerse según el Capítulo 8 , 2 - a. Además, en caso de no poder dejar de considerar, se debe calcular las estabilidades considerando a la ocurrencia de arena fluida.

- c. El factor de seguridad puede cambiar en relación a las características de los materiales diseños, precisión de análisis y grado de construcción. Pero en todos los casos debe ser más de 1,1

- f. Es necesario construir un muro de piedras en el tope del talud y colocar un estrato intermedio entre la arena y el muro para evitar el escape de arena, evitar la exudación del agua a la superficie del talud y bajar la línea de saturación del agua.
También por reemplazo del muro la construcción de la cuneta ciega cercada (cubierta) por estrato de filtro es efectiva en la base de la presa o terreno de la base. En caso de desaguar el agua infiltrada y concentrada es necesario construir el aparato para medir la cantidad del agua exudada según el Artículo 1, del Capítulo 13 del Reglamento.

- k. Ver el comentario sobre lo anterior Capítulo 6. 2 - f

C ONSTRUCCION

- 3. La construcción del dique de arranque debe ajustarse a las siguientes normas :
 - a. Se debe quitar las tierras superficiales de la base de la presa ; raíces de hierbas, tierras malas y edificaciones etc. , que son negativas a la estabilidad de la presa.

 - b. Los materiales deben ser nivelados apropiadamente y apisonados completamente.

- c. El contacto entre la presa y base de tierra debe apisonarse en forma especial.
- d. No debe construirse la presa cuando cae nevada en el terreno o los materiales estan fuertemente congelados.
- e. Debe apilarse hasta la altura apropiada

CAPITULO VIII

DIQUE DE ARRANQUE DE TIERRA

MATERIALES

1. La tierra para la construcción de la presa debe tener de ser posible las características siguientes :
 - a. Debe tener la distribución de tamaño que da la densidad alta y tener resistencia al deslizamiento y suficiente es tabilidad.
 - b. No debe contener sustancias orgánicas y sus elementos no deben ser solubles en agua.
 - c. No debe contener demasiada arcilla.

COMENTARIO

- c. Es para evitar la dificultad de construcción y para mantener la estabilidad.

En caso de tratarse de TIERRA DE PRESA que da énfasis a la impermeabilidad del agua, el contenido de arcilla es me nor del 40% . Generalmente el contenido de arcilla entre - 15 á 20 % es bueno.

DISEÑO

2. El diseño del dique de arranque de tierra debe ajustarse a las siguientes normas :

- a. Las pendientes promedio del talud deben ser como si
gue :

Sentido hacia arriba 1 : 1.8

Sentido hacia abajo :

- Altura menor de 20 m 1 : 2.5
- Altura menor de 40 m 1 : 3.0

Sin embargo pendientes de talud en el sentido hacia
abajo, deben ser decididos mediante cálculos de esta
bilidad.

- b. Se debe chequear los deslizamientos entre la presa y
el terreno de base y el terreno de la misma base.
- c. El factor de seguridad para los deslizamientos de pre
sa y su base debe ser más de 1.1
- d. El ancho del dique de arranque debe ser según el cál
culo siguiente :

$$B = 1.3\sqrt{H}$$

B = El ancho del dique de arranque (m)

H = Altura efectiva del dique de arranque (m)

- e. Para quitar el agua infiltrada en la presa, se debe cons
truir la cuneta ciega debajo de la presa en el sentido ha
cia abajo, o construir el muro de piedras en la última

parte del talud para que desague el agua exudada des
pués de concentrarse.

- f. En el talud en el sentido hacia abajo de la presa debe ser construidos los tramos chicos para cada 10 m.
- g. En el talud en sentido hacia abajo de la presa se deben construir los canales del agua de lluvia para desaguar según las necesidades.
- h. En ambos lados de la presa debe construirse canales para captar el agua de lluvia según las necesidades.
- i. En el talud en sentido hacia abajo de la presa debe ser plantado de grama o debe ser cubierto por piedras ciclópeas para proteger la presa.
- j. Además de lo anotado en el Artículo i , en caso de que la presa no pueda evitar el contacto con la superficie libre del agua, se debe construir una pared que no permita pasar el agua en el terreno impemeable. El tope de esta pared debe estar más alta del nivel máximo del agua de depósito.
- k. Después de terminar de almacenar relaves debe hacerse algunas construcciones apropiadas de protección en la superficie de los sedimentos.

COMENTARIO

a. Las pendientes promedio se ha escogido de ejemplos reales de presas que almacenan agua.

La pendiente del talud en el sentido hacia arriba es más vertical de la cifra normal, por que no tiene ninguna influencia la bajada rápida del nivel de agua.

La pendiente del talud de sentido hacia abajo se ha escogido considerando la severidad de la construcción. En caso de que los materiales para construir la presa son seleccionados y construidos con esmero. La pendiente de talud en el sentido hacia abajo puede ser similar al de una presa para almacenar agua.

Los cálculos de seguridad para talud son hechos según método de superficie redonda deslizable.

Suponiendo que ocurra el derrumbe del talud a lo largo del arco de ciclo esta debe resistir a la fuerza de derrumbe.

Por tanteos se consigue el arco de ciclo que tiene proporción mínima entre las dos fuerzas mencionadas. Esta proporción es factor de seguridad para el talud. La fórmula es como sigue :

$$n = \frac{\sum \{ C + (N - U - N_e) \text{ tang } \phi \}}{\sum (T + T_e)}$$

n = factor de seguridad

N = Componente vertical de carga que funciona en la superficie deslizable de cada capa

T = Componente tangente de carga que funciona en superficie deslizable de cada capa.

U = Presión de agua entre partículas que funciona en superficie deslizable de cada capa.

N_e = Componente vertical de carga de terremoto que funciona en la superficie deslizable de cada capa.

T_o = Componente tangente de carga de terremoto que funciona en superficie deslizable de cada capa.

ϕ = Angulo de fricción interior de materiales de superficie deslizable de cada capa.

C = Fuerza de cohesión de materiales de superficie deslizable de cada capa.

l = Longitud de superficie deslizable de cada capa.

Los cálculos de seguridad deben ser hechos suponiendo que el nivel del agua y línea de saturación de agua están en las peores condiciones.

c. Ver comentario del Capítulo 7. 2 - c

e. Ver comentario del Capítulo 7. 2 - f

j. La parte de la presa donde la situación es igual, a la cual la presa del depósito debe ser construida tal como si fuera presa de depósito de agua.

k. Ver comentario Capítulo c. 2 - f.

CONSTRUCCION

3. La construcción del dique de arranque de tierra debe efectuarse de acuerdo a las siguientes normas :

a. Debe quitarse las tierras superficiales de la base de la presa, raíces de hierbas, tierras malas , piedras ciclópicas y toda clase de edificaciones... etc. , que son negativas para la estabilidad de la presa.

- b. Cuando los materiales contienen piedras, los que tienen menor número de piedras deben ser utilizados en el sentido hacia arriba y los materiales que contienen más piedras deben utilizarse en la parte de abajo si es posible.
- c. Los materiales deben ser nivelados al espesor apropiado de la presa y apisonados completamente, Pero en el caso que la presa no puede evitar el contacto con la superficie libre del agua del depósito, los materiales de la presa nivelados al espesor de 30 cm. y apisonados hasta $2/3$ de su espesor natural.
- d. No debe construirse la presa cuando es época de lluvia, nevada o los terrenos y materiales están fuertemente congelados.
- e. En caso que la presa tiene pared central y se deposita incrementando la presa debe mantenerse la altura de la presa hasta el nivel suficiente para depositar con seguridad.
- f. En caso de comenzar a construir la presa nuevamente después de una suspensión se debe poner especial atención en la parte donde se inicia el contacto entre la primera y segunda.
- g. Debe apilarse (depositarse) hasta la altura apropiada.

COMENTARIO

- e. No es raro que la presa de tierra se construya del tipo EARTH DAM que tiene pared central. Se considera que la pared central tiene la finalidad de interrumpir o controlar el paso del agua infiltrada y por este medio se puede darle mayor seguridad. Se indica con más detalle en la FIG. 10 siguiente :

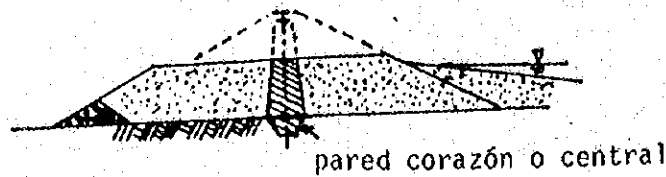


FIGURA N° 10

CAPITULO IX

DIQUE DE ARRANQUE DE CONCRETO

ARMADO

RANGO DE APLICACIONES

1. Las normas de este capítulo se aplica por principio al dique de concreto que se construye encima de la base de roca.

COMENTARIO

En caso que no se pueda construir encima de la base de roca , debe ponerse especial atención sobre los socavamientos en la base del terreno , resistencia del terreno y desprendimiento en el sentido de aguas abajo.

DISEÑO

El diseño del dique de arranque de concreto debe ajustarse a los siguientes artículos :

- a. La presa debe mantener la seguridad definida para las fuerzas siguientes :

- (1) Peso de la presa misma
- (2) Presión de agua estática
- (3) Presión de levantamiento
- (4) Presión de tierra
- (5) Fuerza para terremoto
- (6) Presión de agua dinámica
- (7) Presión de hielo

El peso del volumen unitario de concreto debe ser escogido por pruebas através de materiales reales y con proporción de los materiales a usarse. Pero en caso que se necesita diseñar sin pruebas, se aplica 2.3 Tn/m^3 para peso de volumen unitario de concreto como cifra standard.

- c. La fuerza necesaria de concreto debe ser según la norma de resistencia a la compresión y la tensión después de 91 días para cemento con mortero de piedras y de 28 días para los otros tipos de cemento.
- d. La presión de levantamiento debe ser calculado según la siguiente fórmula :

$$U_1 = U_2 + \mu \gamma_w (h_1 - h_2)$$

$$U_2 = \gamma_w h_2 \quad \text{donde :}$$

U_1 = Presión de levantamiento en el sentido hacia arriba (t/m^2).

U_2 = Presión de levantamiento en el sentido hacia abajo (t/m^2)

γ_w = peso del volumen unitario de agua.

h_1 = diferencia de los niveles entre el nivel diseñado de agua en el sentido hacia arriba y el nivel de base de la presa (m).

h_2 = profundidad del agua en el sentido hacia abajo (m)

μ = coeficiente de presión de levantamiento, generalmente entre 0.3 - 1.0, las cifras standard son las siguientes :

Para base de terreno duro 0.2

Para base de terreno de dureza moderada 0.5

Para base de terreno poroso 1.0

- e. Cuando se hace el cálculo de seguridad por principio , debe ponerse atención para que no actue la fuerza de tensión vertical en la sección horizontal.
Pero se permite según el caso que actue la fuerza de tensión fuera de la sección horizontal. .
- f. La estabilidad para evitar el deslizamiento de la presa debe ser chequeado según la siguiente ecuación :

$$\sum H \leq \frac{f \sum V + r L}{n}$$

$\sum H$ = Toda la fuerza horizontal por el ancho unitario de presa (incluyendo la fuerza de terremoto (t)).

f = Coeficiente de fricción interior 0.65 ~ 0.8

r = resistencia de deslizamiento , resistencia menor entre la base del terremoto y concreto (t/m²).

L = Longitud que corresponde a la resistencia de deslizamiento (m).

n = Factor de seguridad de fricción de deslizamiento ≥ 4

$\sum V$ = Toda la fuerza vertical por el ancho unitario de presa (incluyendo la fuerza de terremoto (t)).

COMENTARIO

- c. Los otros tipos de cemento se refiere a los cementos Portland , cemento de horno alto y cemento de sílica. Las fuerzas standard

de armado para estos cementos ocurre después de 28 días .
El factor de seguridad es 4 , como en el caso del cemento mortero de piedra, el cual tiene la fuerza standard (armado) después 91 días.

- f. La resistencia al deslizamiento debe ser obtenido por pruebas . Sin embargo en caso de que no se haga pruebas la fuerza standard que se debe asumir es de 200 Tn/m^2 .

MATERIALES Y CONSTRUCCION

3. La calidad proporción y construcción del dique de arranque de concreto debe ajustarse a las normas standard para este tipo de dique, publicado por la Asociación de Ingenieros Civiles.

CAPITULO X

DIQUE DE ARRANQUE MIXTO

DISEÑO Y CONSTRUCCION

1. En principio los diseños y construcción de cada parte del dique de arranque mixto deben ajustarse (regirse) al reglamento para cada parte.
2. Los materiales de construcción deben ser distribuidos según su grado de penetración de agua, gradualmente menor en el sentido hacia abajo. También es recomendable evitar el cambio repentino del tamaño de partículas en la parte de cada contacto.

COMENTARIO

A cerca del tamaño de la partículas en cada zona de contacto ver el Capítulo 6 , 2 - g

CAPITULO XI

DIQUE DE ARRANQUE DE CONSTRUCCION ESPECIAL

DISPOSICION MECANICA

1. En caso de que los materiales de construcción sean de arena , debe ajustarse a lo reglamentado para dique de arranque de arena , en caso que los materiales de construcción sean de barro o arcilla, debe ajustarse a los reglamentado para disposi

ción natural. Además debe construirse de acuerdo a las siguientes normas :

- a. Debe construirse un dique de base que sea fuerte y tenga la capacidad de quitar agua de los sedimentos. Sobre la disposición de base del terreno debe cumplirse los reglamentos correspondiente a dique de arranque de piedra.
- b. El ancho horizontal del dique debe ser mayor que la altura desde este punto hasta el tope del dique.
- c. Debe depositarse los sedimentos, cuidando la seguridad y chequeando siempre la exudación de agua de los sedimentos , la solidificación, la posición y forma de la línea de saturación de agua.

COMENTARIO

Este método de deposición tiene algunas ventajas porque el dique de arranque se construye con arena permeable al agua. La deshidratación de sedimentos es comparativamente fácil, la solidificación de sedimentos tiene avance rápido deshidratándose los sedimentos por su peso.

Como deméritos se puede mencionar :

- Los cálculos de seguridad tiene muchos factores indefinidos.
- Dificultad para suponer la fuerza de sedimentos.
- La estabilidad debido al socavamiento es bajo.

Se recomienda evitar este método, con excepción de casos especiales.

Es necesario también diseñar y construir con extremo cuidado.

En caso de usar otro método parecido al anterior, en el cual se incrementa el dique de arranque con tierra natural y los mismos sedimentos, la pendiente del talud en el sentido hacia abajo es más inclinada por las razones siguientes :

Las características de los materiales de presa son más complicados comparando con la de arena, la confianza de su seguridad es bajo, el apisonamiento y deshidratación son difíciles debido a la penetración baja de agua.

También por esta misma razón, este método debe ser evitado, en el caso que la penetración del agua en los materiales de la presa sea baja.

- a. Este método es influenciado en su estabilidad por la deshidratación y solidificación de sedimentos, por lo tanto necesita una deshidratación especial de sedimentos.

Se recomienda que la altura del dique de arranque de base tenga más de $1/4$ de altura final de la presa, refiriéndose a los ejemplos reales .

- b. Para evitar los peligros del socavamiento , se han establecido los reglamentos provenientes de ejemplos reales de grado moderado que sirven como standard.

DEPOSICION NATURAL

2. Ver el Artículo XII . 1 . Debiendo además ajustarse a los artículos siguientes :
- a. Debe ser suficientemente fuerte, construir dique de arranque de base, siendo importante quitar el agua de sedimentos. En el caso de dar tratamiento al terreno de base, debe hacerse según el reglamento correspondiente al dique de arranque de piedra.
 - b. El promedio dependiente, en el sentido hacia abajo de la presa es de 1 : 3.5 . La decisión final debe tomarse mediante cálculo de estabilidad.
 - c. El cálculo de estabilidad debe hacerse en forma similar al de dique de arranque de tierra.
 - d. Debe depositarse los sedimentos, cuidando de la seguridad y chequeando siempre la exudación de agua de sedimentos, solidificación, la posición y forma de la línea de saturación de agua.
 - e. Se debe dar la última mano al talud en el sentido hacia abajo , cada vez que termina su incremento . Sobre la protección de su tramo chico y talud , debe hacerse según el método para dique de arranque de arena.

COMENTARIO

Como méritos de este método podemos citar :

- Bajo costo
- Facilidad de construcción

Sus deficiencias o deméritos son :

- Existe la posibilidad de derrumbe por liquefacción, por exudación del agua en el talud en época de lluvia, por que la línea de saturación de agua está comparativamente en posición severa, depositando arena en ángulo ligero.
- El depósito sería difícil en lugares donde hace mucho frío y nieva mucho en época de invierno, por mala separación del agua.

Que haya muchos factores indistintos en los cálculos de estabilidad. Es necesario también diseñar y construir con mucho cuidado. Esto significa que el dique de arranque de base son iguales a los diques con deposición mecánica.

CAPITULO XII

SISTEMA DE DISPOSICION

Disposición de desmontes y escorias en forma de fango. Debe observarse las reglas siguientes . Pero en caso que se ha construido la presa de concreto no es obligatorio.

- a. Debe descargarse desmonte o escorias desde el lado de la - presa hacia el fondo del depósito.
- b. No se debe fijar la posición de descarga solamente en un sitio . La descarga debe fijarse en varios sitios y vaciar relaves alternadamente , cuidándose que la superficie de los sedimentos aumente uniformemente en forma constantes.
- c. Mantener la distancia entre la superficie de sedimentos y tope de presa más de 50 cm.

COMENTARIO

La forma fango, quiere decir que desmonte y escorias contienen mucha agua y tienen forma líquida.

Inmediatamente después de la deposición de desmontes y escorias fangosas, la separación entre partículas de mineral y el agua, ocurre que las partículas gruesas sedimentan cerca de la descarga y gradualmente las partículas fluidas de tamaño menor sedimentan hacia el fondo. Al final el agua se concentra en la - parte de la cancha en el sentido hacia arriba como agua filtrada.

Estos reglamentos son para que las operaciones avancen nor

malmente , se promueva la deshidratación y solidificación de los sedimentos y no se pierda la estabilidad de la presa .

DISPOSICION

2. Debe efectuarse de la manera siguiente :

- a. Debe comenzarse a depositar desde el lado de la presa si es posible.
- b. Debe asegurarse la distancia horizontal apropiada desde el tope de la presa, si no se comienza a depositar desde el lado de la presa.
- c. Debe cuidarse que no se deposite cerca de la cancha .
- d. Debe depositarse cuidando que no ocurra derrumbes de sedimentos si llueve o nieva.
- e. Debe decidirse la pendiente del talud por cálculos de estabilidad , refiriendo que la pendiente promedio del talud de los sedimentos , después de la finalización del almacenamiento considerado como normal 1 : 3.5
- f. Sobre la protección de su tramo chico y talud, debe seguir las pautas del dique de arranque de arena.

COMENTARIO

- e. Los cálculos de estabilidad deben hacerse según el método

de superficie redonda deslizable, considerando la posibilidad de terremoto como fuerza exterior. También es necesario - considerar la posibilidad de pérdida de seguridad por presión de infiltración de agua por lluvia continuada . Cuando se produce puede ocurrir muchos daños en la zona en el sentido aguas abajo, como accidentes por derrumbe.

CAPITULO XIII

CONTROL

MEDIDORES

1. Debe instalarse suficientes medidores para medir la cantidad de agua exudada, grado de hundimiento, nivel de saturación de agua, presión del agua entre partículas, cantidad de agua de lluvia y otros medios necesarios para la seguridad.

COMENTARIO

Estos medidores sirven para chequear la estabilidad de la presa, además para asegurar la seguridad después de concluir el depósito. También las mediciones indican o dan información para el diseño de otra cancha de relaves en el futuro . Los medidores de agua de lluvia deben ser instalados en todas las canchas y los medidores de cantidad de agua exudada, nivel de saturación de agua deben ser puestos en todas las canchas , por que es necesario para el cálculo de la estructura de la presa.

NOTAS DIARIAS PARA CONSTRUCCION

2. Se debe preparar control diario para la construcción de depósitos y recordar los cambios geológicos, avance del trabajo, etc. Estas notas deben ser conservadas.

COMENTARIOS

Debe anotarse también las condiciones anormales en el curso de la construcción, afloramiento de agua y tratamientos puestos en práctica, estos van a servir para el control de la cancha después.

MANTENIMIENTO Y CONTROL DE LA CANCHA DE RELAVES

3. Se debe controlar suficientemente la presa, canales de emergencia y otras instalaciones de drenaje en el curso de la construcción de la presa, almacenamiento y después de terminar de depositar.

COMENTARIO

Debe chequearse el escape de agua desde la presa y las instalaciones de drenaje. Si se encuentra anomalías debe practicarse tratamientos necesarios, inmediatamente.

No se debe plantar árboles altos en la presa, por que los árboles altos destruyen el interior de la presa con sus raíces y se hace difícil encontrar rendijas para el escape de agua de presa.

INVESTIGACION DE LA PRESA

Cuando tengamos dudas sobre el escape de agua de la presa y seguridad de la presa se debe investigar los puntos siguientes :

1. Cantidad de escape de agua y su camino
2. Pruebas de la tierra de presa.
3. Reconocimiento de la posición de línea de saturación de agua. .
etc.

COMENTARIO

Estas investigaciones son para encontrar medidas efectivas y pertinentes. También estas manifiestan matemáticamente la constitución hidráulica y estructural de la presa, contienen las investigaciones para estimados estipulados en el Capítulo III. 1

TAR/lat

JAPAN INTERNATIONAL COOPERATION AGENCY

MISION JAPONESA DE MINERIA



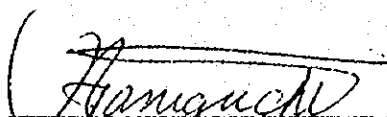
ING. TAKAMASA HOTTA
Director General



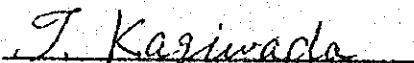
ING. KAZUHIRO CHIMURA
Director



ING. AKIRA NAKAMURA
Director



ING. NAGAYASU TANIGUCHI
Director



ING. TETSUO KAGIWADA
Director

CONVENIO DE COOPERACION TECNICA INTER
NACIONAL ENTRE EL GOBIERNO DEL JAPON
Y EL GOBIERNO DEL PERU

Lima, diciembre 1980

Los expertos de la Misión Japonesa de Minería y Los Ingenieros del Ministerio de Energía y Minas e INGEMMET, expresan su agradecimiento a la Compañía Minera Del Madrigal , por las facilidades y apoyo brindado para el logro del presente trabajo.

ESTUDIO DE VENTILACION SUBTERRANEA , SEGURIDAD Y -
EVALUACION DE LA CONTAMINACION EN LA COMPAÑIA MINE
RA DEL MADRIGAL S.A.

1. INTRODUCCION

El grupo de trabajo constituido por representantes de la Misión Japonesa de Minería (JICA) , Ingenieros : Tetsuo Kagiwada y Kazuhiro Chimura ; del Ministerio de Energía y Minas Ing. Tomás Acero Rosales y del INGEMMET , Ing. Javier Li Robles y Sr. Jorge Sánchez Arenas ; desarrollaron un estudio en la Unidad Minera de la Cía. Minera Del Madrigal S. A. , que abarcó aspectos de : Ventilación Subterránea, Seguridad y Evaluación de Agentes Contaminantes , tanto en el interior mina - como en superficie.

Los trabajos en referencia se efectuaron entre los días 08 y 14 de diciembre de 1980 y de acuerdo al Programa de Actividades del Convenio de Cooperación Internacional entre Perú y Japón, correspondiente al citado año.

El estudio se llevó a cabo en las zonas del Block Central, Block Sahuayto y la parte inferior del Block Cahuira de la Mina Madrigal, que esta siendo desarrollado y preparado mediante el sistema de Trackless. En dichas zonas se efectuó el levantamiento de ventilación y el muestreo de agentes ambientales ; polvo, gases, ruido y temperatura. De igual manera en las labores e instalaciones de superficie que presentaban exposición a riesgos ocupacionales y contaminación ambiental, como la cancha de relaves que por efecto mecánico del viento cubre las zonas aledañas con arenas finas de alto contenido de sílice li - bro (Agente Silicógeno).

2. GENERALIDADES

2.1. UBICACION

La mina Madrigal se encuentra ubicada al N.E. de la Ciudad de Arequipa en el Distrito de Madrigal, Provincia Caylloma, Departamento de Arequipa, entre las cotas 3,200 y 4,000 metros sobre el nivel del mar. La Cía. Minera del Madrigal que viene operando desde abril de 1972, se dedica básicamente a la explotación y beneficio de minerales de plomo, zinc y cobre. PLANO N° 3.

2.2. ACCESIBILIDAD

La mina Madrigal es accesible por la ruta que va de Arequipa - Chivay, con un recorrido aproximado de 150 km. sobre carretera afirmada, y de Chivay - Mina Madrigal, con un recorrido aproximado de 48 km. sobre trocha carrozable. El viaje en camioneta lleva aproximadamente 6 horas.

3. GEOLOGIA *

3.1. GENERAL

La veta Santa Rosa se emplaza en volcánicos masivos andesíticos con un rumbo N 75° W y un buzamiento de 75° NE formando husos en sentido vertical y horizontal esta veta cuenta con una longitud de 2,200 mts. con posibilidades hacia el oeste de 1800 mts. La secuencia paragenética de la veta Santa Rosa es : cuarzo, pirita, calcopirita, esfalerita-galena simultáneos, cuarzo, calcita y rodocrosita.

3.2. FISIOGRAFIA

La zona actual de explotación se encuentra entre las quebradas Cahuira (flanco E) y la quebrada Sahuayto (flanco W) notándose en superficie un crestón potente de cuarzo con limonita. El Block Central de la veta Santa Rosa tiene una erosión parcial en forma de V rellena luego por material cuaternario ; la oxidación llega a 20 mts. de profundización y ocasionalmente a mayores profundidades. Actualmente la mineralización se emplaza en los volcánicos Tocaza.

En el flanco W de la quebrada Cahuira y E de la quebrada Sahuayto se nota la continuación de la veta, sin el crestón de cuarzo y menos limonitización y como un plano de falla sin limonitización, respectivamente ; en estas posibles contaminaciones de la veta Santa Rosa se explotará el nivel más profundo.

- * Fuente de Información Trabajo presentado por el Ing. P.H. Tumialan y Francisco Arbiza en la XV Convención de Ingenieros de Minas.

3.3. ESTRUCTURAL

A nivel distrital hay fallas de gran longitud como Maruya, Alpha, Benias, Sigma, de rumbo aproximado E-W y buzamiento al N y S. Vetas dentro de los bloques fallados y adyacentes a estas fallas con rumbo aproximado E-W y buzamiento al N y S forman el sistema de vetas de este distrito

3.4. RESERVAS

Las reservas de mineral probado, más probable son :
1'800,000 T. M. S. con Leyes :

Cu	0.73 %
Pb	2.10
Zn	4.60
Ag	2.10 onz/T. C.

3.5. PERSONAL

En la fecha que se llevó a cabo el estudio la Empresa contaba con el personal siguiente :

<u>LUGAR</u>	<u>OBREROS</u>	<u>EMPLEADOS</u>
MINA	689	123
CONTRATA MINA	111	8
CONTRATA C. CIVIL	<u>110</u>	<u>2</u>
	910	133
 TOTAL	 1043	 TRABAJADORES

4. EXPLOTACION

La zona que se encuentra actualmente en explotación es el tramo de la veta Santa Rosa comprendido entre las quebradas Cahuira y Sahuayto.

Existen tres zonas definidas de trabajo que son :

- Block Cahuira
- Block Central
- Block Sahuayto

las cuales están limitados por las fallas : Esperanza y Sahuayto.

En el block Cahuira es donde se han centralizado mayormente los trabajos de explotación desde el inicio de la mina. En la actualidad este block se encuentra en etapa de agotamiento en su parte superior (sobre el nivel 7) , en la parte inferior de este mismo nivel, se están efectuando trabajos de exploración y preparación por el sistema de Rampas. Los métodos de explotación utilizados son : Almacenamiento y Corte y Relleno.

El mineral roto de los tajeos es transportado mediante locomotoras y carros mineros (de volteo lateral) a echaderos que van hasta el nivel 7 , este es el nivel principal de extracción , desde aquí el mineral es sacado a superficie con locomotoras y carros Granbee, el transporte a la planta concentradora es mediante un sistema de cable carril.

La mina ha sido diseñada con dos galerías paralelas ; una de explotación y otra de servicios (ventilación y transporte) , lo cual permite una gran fluidez en la extracción del mineral y la posibilidad de orientar eficientemente los flujos de aire para efectos de ventilación.

Los Blocks Central y Sahuayto han sido preparados bajo el mismo sistema y se vienen explotando mediante el método de almacenamiento o reducción (Shrinkage), aunque en la actualidad en los niveles 4 y 5 se vienen efectuando trabajos de ampliación de galerías para introducir esta zona al sistema de Track-less. En las zonas donde se trabaja con este método -----

do se utilizan scoops de 2.5 Yd³ a 5 Yd³ marca EIMCO, volquetes de bajo perfil de 14 ton. y un Jumbo de 2 brazos marca TAMROCK, la perforación en tajos se efectúa con máquinas jackleg marca Atlas Copco.

5. DE LA VISITA

Previo al inicio de los trabajos se tuvo una entrevista con los Ings. : Francisco Arbizu , Asistente de la Gerencia de Operaciones y Alberto Rodríguez C. , Superintendente del Programa de Seguridad e Higiene Minera, de quienes se recibió las explicaciones sobre la organización, programas de seguridad algunos aspectos geológicos y proyectos futuros de la Empresa, además de toda la información requerida por la Comisión.

Se conformaron dos grupos de trabajos constituidos por funcionarios de la empresa, representantes del MEM, del INGE - MMET y los expertos japoneses.

En coordinación con la empresa se puso particular interés en la ventilación y condiciones ambientales que presenta la zona inferior del Block Cahuirá (Rampas) y en el choque de flujos que presenta en el Block Central. Asimismo se hicieron mediciones de contaminación por gases, polvo , ruido ambiental y evaluación del depósito de relaves. De igual manera se observó las condiciones de seguridad existentes, en los diferentes lugares de trabajos visitados.

Durante los trabajos se recibió el amplio apoyo y colaboración de la empresa lo que permitió que estos se desarrollaran

sin dificultades y con eficiencia, además fue proporcionada toda la información que se requirió sobre la mina, planta, planos , programa de seguridad , etc.

6. INSTRUMENTAL UTILIZADO

Para el desarrollo de los trabajos se utilizaron los siguientes instrumentos :

- a. Altímetros, cronómetros, wincha.
- b. Tubos de humo.
- c. Termo anemómetro.
- d. Anemómetro de paletas
- e. Psicrómetro.
- f. Analizador de gas para CO .
- g. Analizador de gas para NO₂ y NO
- h. Medidor de nivel de ruido
- i. Medidor de polvo Piezo balance - Kanomax
- j. Tubos detectores de gases

REQUERIMIENTO DE AIRE FRESCO

La Compañía Minera Del Madrigal como se mencionó anteriormente , en la parte inferior del Block Cahuirá utiliza el Sistema de explotación mecanizada Trackless, como tal utiliza equipo Diesel para la perforación, limpieza y extracción subterránea.

Lo anterior significa un consumo extra de aire por el equipo provisto de motores Diesel, además del necesario para el personal que permanece en subsuelo.

El volumen de aire fresco necesario para el personal como para el equipo mecanizado, de acuerdo a los requerimientos establecidos por el Reglamento de Bienestar y Seguridad Minera Peruano , teniendo en cuenta la altura donde está ubicada la mina es la siguiente :

REQUERIMIENTO DE AIRE FRESCO EN LA MINA

DEL MADRIGAL

PERSONAL Y EQUIPO POR GUARDIA	N°	HP c/u	Volumen de aire por unidad	TOTAL
Personal de subsuelo (promedio)	180		6 m ³ /min.	1080 m ³ /min.
SCOOP EIMCO 5 Yd ³	2	180	3 m ³ /min.	1080
Volquete Teletram 14 Ton.	2	270	3 m ³ /min.	1620
JUMBO	1	170	3 m ³ /min.	510
SCOOP EIMCO 2.5 Yd ³	2	85	3 m ³ /min.	510
TOTAL :				4800 m ³ /min.

De acuerdo a los cálculos anteriores, en las labores subterráneas de la Mina Del Madrigal para los 180 trabajadores por guardia (promedio) y el equipo mecanizado provisto de motores Diesel que permanece en subsuelo y considerando que la mina está ubicada cerca de los 4000 m. s. n. m. , se deberá suministrar por lo menos de 5,370 m³/min. (189,560 p³/min.) con una velocidad de 20 metros por minuto principalmente en la sección Rampa.

RESULTADOS DEL ESTUDIO

ANTECEDENTES

La mina Madrigal está dividida en tres secciones : Cahuira, Block Central y Sahuayto, además de una labor especial la rampa ubicada en la parte inferior de Cahuira. Cada una de estas secciones presenta características especiales debido a las diferentes modalidades de trabajo practicados en cada una, especialmente en la rampa donde la explotación se efectúa empleando equipo mecanizado Diesel, que producen contaminación ambiental. Por esta razón, durante el estudio se puso especial énfasis en la ventilación, la concentración de gases y polvo además de las condiciones Termo Ambientales existentes en las secciones antes mencionadas.

SISTEMA DE VENTILACION

La ventilación de la mina Madrigal es mixta. Los principales volúmenes de aire fresco ingresan por presión natural por las Bocaminas de los Niveles 7, 5 y Rampa y se descargan al exterior por las bocaminas de los niveles 1, 2, Rampa y Chimeneas 2 - 46 y 2 - 43 ¹/₂ principalmente.

La circulación del aire a nivel de labores se logra mediante el empleo de sistemas de ventilación auxiliar y su conducción parcial al exterior se logra mediante un ventilador de 70,000 CFM - ubicado en la Ch. 2 - 43 ¹/₂ .

El sentido principal del movimiento de aire es ascendente , a través de chimeneas, de nivel a nivel, descargando finalmente a superficie por los niveles superiores.

EVALUACION DE LAS CONDICIONES DE VENTILACION ACTUALES.

Para determinar la eficiencia de la ventilación se efectuaron mediciones del movimiento de aire en las galerías, chimeneas, rampa y demás labores subterráneas así como en superficie . Se observaron las características geológicas, mineralógicas, y estructurales de yacimiento, métodos de trabajo practicados y características del equipo mecanizado. Asimismo se hicieron determinaciones de temperatura, humedad relativa, concentración de polvo presencia de monóxido de carbono y dióxido de nitrógeno en algunas labores y lugares donde estaban operando los vehículos Diesel.

Los resultados de las diferentes evaluaciones se presentan a continuación :

3. EVALUACION DEL MOVIMIENTO DE AIRE

Los resultados de las mediciones de velocidad y caudales de aire calculados para los diferentes niveles y labores de la mina se presentan en la Tabla N° 1 , de igual manera en la Tabla N° 2 , se presenta el balance general del movimiento de aire.

(Ver página siguiente)

EVALUACION DEL MOVIMIENTO DE AIRE EN LA MINA

MADRIGAL PLANO N° 1

TABLA N° 1

N°	LUGAR	Velocidad m/min.	Caudal m ³ /min.	Ref. en planos	OBSERVACIONES
	<u>SAHUAYTO</u>				
1	Bocamina Nv. 3NW	18	110	1	Ingreso principal de aire
2	Ch. 4 - 92	22	160	2	Aire ingresa y baja
3	Ch. 4 - 83	88	176	3	Aire sube de Nv. 4
4	Ch. 4 - 78	99	175	4	Aire sube de Nv. 6
5	Sección 75 Bypass	22	100	5	Aire ingresa de exterior
6	Bocamina Nv. 3	40	246	7	Ingreso principal de aire
7	Bocamina Nv. 2 NW	14	100	8	Salida de aire
8	Bocamina Nv. 1 NW Lab E	70	356	9	Ingreso de aire
9	Ch. 278 Tope	66	214	10	Aire sube
10	Gal Nv. 1	152	876	11	Aire sale hacia W
11	Bocamina Nv. 4 NW	65	360	12	Ingreso principal de aire
12	Nv. 4 Sección 94	106	490	13	Aire entra
13	Ch. 4 - 92	50	112	14	Aire entra
14	Ch. 4 - 83	PMA	---	15	Aire baja
15	Ch. 4 - 78	39	156	16	Aire sube
16	Ch. 4 - 74	PMA	---	17	Ch. tapada
17	Nv. 4 Gal. Principal	3	16	18	Ingreso principal de aire
18	Bocamina Nv. 5 NW	25	132	21	Ingreso principal de aire
19	Nv. 5 Gal. Secc. 100	21	110	22	Aire entra
20	Ch. 592	NMA	---	23	Ch. Tapada
21	Nv. 5 Gal. Secc. 587	29	167	24	Aire entra
22	Nv. 5 Ch. 5 - 82	NMA	---	25	Ch. tapada
23	Nv. 5 Ch. 6 - 78	100	260	26	Aire sube al Nv. 6
24	Nv. 5 5-71 B.C.	36	185	27	Aire entra
25	Nv. 5 Ch. 65 y Ch. 6-65	NMA	---	28	Ch. Tapadas

N°	LUGAR	Velocidad m/min	Caudal m ³ /min	Ref. en planos	OBSERVACIONES
26	Nv. 5 Ch. 61-5 Dedo	31	62	29	Aire sube
27	Nv. 5 Ch. 58	169	135	30	Aire sube
28	Nv. 5 Ch. 5 - 54	185	410	31	Aire sube
29	Nv. 5 Gal. 5 - 52	14	110	32	Aire sale
30	Nv. 5 Ch. 5 - 50	9	27	33	Aire sube
31	Nv. 5 Gal. 5 - 44	34	188	34	Hacia Sahuayto
32	Nv. 5 Ch. 5 - 43 ¹ / ₂	52	154	35	Aire sube
	<u>CAHUIRA</u>				
33	Nv. 5 Gal. 5 - 38	23	126	36	Hacia Sahuayto
34	Bocamina Secc. 18 Nv. 5	69	300	37	Ingreso principal de aire
35	Bocamina Nv. 6	90	450	38	Salida principal de aire
36	Nv. 6 Gal. 6 - 31	8	27	39	Aire entra
37	Nv. 6 Ch. 6 - 50	NMA	---	41	Ch. tapada
38	Nv. 6 Ch. 6 - 54	112	670	42	Aire sube de Nv. 7
39	Nv. 6 Ch. 6 - 58	98	190	43	Aire sube
40	Nv. 6 Gal. 6 - 59	PMA	---	44	Mejorar Mov. de aire
41	Nv. 6 Ch. 6 - 61 ¹ / ₂	PMA	---	45	Mejorar Mov. de aire
42	Nv. 6 Ch. 6 - 65	PMA	---	46	Ch. tapada
43	Frente ciego	NMA	---	47	Mejorar Mov. de aire
44	Ch. 2 - 43 ¹ / ₂ superf.	680	1500	48	Salida principal de aire
45	Ch. 2 - 46	170	374	50	Aire sube desde Nv. 2
46	Bocamina Nv. 2	27	218	51	Salida principal de aire
47	Bocamina (Inclinado)	18	86	52	Ingreso de aire
48	Bocamina Nv. 3	34	148	53	Ingreso de aire
49	Bocamina Nv. 4	28	129	54	Ingreso principal de aire
50	Nv. 6 Ch. 6 - 17	27	50	55	Aire sale (Ch. tapada)
51	Nv. 6 Ch. 6 - 13	NMA	---	56	Chimenea tapada
	<u>RAMPA</u>				
52	Bocamina	53	845	57	Salida de aire
53	Crucero 8 - 14 N	PMA	---	58	Comunicación con Nv. 8

N°	LUGAR	Velocidad m/min.	Caudal m ³ /min.	Ref. en planos	OBSERVACIONES
54	Ch. 9 - 14	116	334	59	Aire baja
55	Gal. 8 S-E	NMA	---	60	Mejorar el Mov. de aire
56	Ch. 8 - 26	23	69	61	Aire sube a Nv. 7
57	Gal. 8 S-E	NMA	---	62	Mejorar ventilación
58	Gal. 8 NW	NMA	---	63	Mejorar ventilación
59	Rampa 9 - 15	44	515	64	Salida de aire usado
60	Crucero 914	27	600	65	Aire usado sale
61	Gal. 9 NW Nv. 9	25	500	66	Aire usado sale
62	Gal. 9 SE Nv. 9	26	520	67	Aire usado sale
	<u>Block CENTRAL</u>				
63	Gal. 469 Nv. 4	20	100	68	Aire entra
64	Ch. 565 Nv. 4	50	120	70	Aire sube desde Nv. 6
65	Gal. 464 Nv. 4	25	140	71	Aire entra
66	Ch. 561 1/2 Nv. 4	75	84	72	Aire sube hasta Nv. 3
67	Ch. 561 Nv. 4	10	19	73	Aire sube turbulencia
68	Ch. 558 Nv. 4	35	112	75	Aire sube desde Nv. 7
69	Nv. 3 Gal. Principal	48	274	76	Aire entra desde superf.
70	Nv. 3 Ch. 43 1/2	96	240	77	Aire sube desde Nv. 5
71	Nv. 3 Gal. 345	60	400	78	Aire entra
72	Bocamina Nv. 7	174	1530	79	Ingreso principal de aire
73	Gal. extrac. Nv. 7	97	680	80	Salida aire usado
74	Ch. 715 Nv. 7	100	220	81	Sube aire limpio
75	Ch. 717 Nv. 7	134	830	82	Aire sube
76	Gal. de ventil. Nv. 7	82	510	83	Entra aire limpio
77	Gal. de ventil. Nv. 7	67	418	84	Entra aire limpio
78	Ch. 30 Nv. 7	5	20	85	Sube aire limpio
79	Gal. 732 Nv. 7	87	340	86	Entra aire limpio
80	Gal. extracc. Nv. 7	46	300	87	Salida de aire
81	Ch. 6 - 17 Superficie	55			

De los resultados , obtenidos en la Tabla N° 1 , se puede comentar que el caudal de aire que circula en interior de mina es a -
preciable haciendo que la ventilación subterránea en la mayoría de
niveles sea buena. Sin embargo, se han observado detalles que im
piden una mejor eficiencia del sistema.

En resumen para mejorar la ventilación, en el sentido de
que todos los lugares de trabajo, incluyendo los más apartados, -
sean provistos de aire fresco y el aire usado sea eliminado rápidame
mente, se propone :

1. Diseñar circuitos de ventilación independientes para las secciones Cahuira, Rampa , Block Central y Sahuayto, de acuerdo a las necesidades futuras y con el objeto de aprovechar mejor el caudal de aire fresco disponible utilizando las vías que representen la menor resistencia.
2. Instalar compuertas para orientar el movimiento de aire y designar las galerías y chimeneas de ventilación que conformen cada circuito de ventilación.
3. Mantener libres de obstáculos las galerías , limpiar y mantener libres de mineral las chimeneas de ventilación, Ubicar estratégicamente sistemas de ventilación auxiliar, que deben estar -
constituidos por ventilador de bajo volumen y alta presión, mangas de plástico que permita conducir el aire fresco a los lugares de trabajo sin ventilación.
4. Considerar que el mejor método para el control de polvo, gases y temperaturas no confortables en subsuelo, es una buena ventilación.

5. Con el propósito de mantener un control constante, establecer es
taciones fijas de ventilación en las galerías principales, designándo
las con un código característico.

En la Tabla N° 2, se presenta el balance general del movimiento
de aire.

TABLA N° 2

BALANCE GENERAL DE LA VENTILACION SUBTERRANEA DE LA
MINA MADRIGAL - PLANOS N° 1 y N° 2

ENTRADAS	Cauhl m ³ /min.	SALIDAS	Cauhl m ³ /min.
Bocamina Nv. 3 NW Sahuayto	110	Bocam. Nv. 2 NW Sahuayto.	100
Bocamina Nv. 3 Sahuayto	246	Bocam. Nv. 2 E	218
Bocamina NV. 1 NW Lado E.S.	356	Galeria Nv. 1	876
Bocamina Nv. 4 NW	360	Chimenea 2 - 46	374
Bocamina Nv. 5 NW	132	Chimenea 2 - 43 1/2	1500
Bocamina Nv. 5 Secc. 18	300	Bocamina Nv. 6	450
Bocamina cerca inclinado	86	Bocamina Rampa	845
Bocamina Nv. 3	148	Chimenea 6 - 17	50
Bocamina Nv. 4	129	* Salida No especificadas	184
Bocamina Nv. 7	1530		
Rampa, aire forzado	1200		
	4597		4597

El balance general de la ventilación subterránea de la mina Ma drigal, indica que el caudal total de aire fresco que ingresa es de 4596 m³/min, los cuales están cercanos a los requerimientos de 4800 m³/min., necesarios para dotar de condiciones ambientales apropiadas al personal que permanece en subsuelo.

CONDICIONES AMBIENTALES

La exposición a polvo ambiental de tamaño respirable puede ocasionar en ciertas condiciones Neumoconiosis específicas como la Silicosis. Existe una correlación entre la posibilidad de daño, con la concentración del polvo en el ambiente.

En razón a las consideraciones anteriores se tomaron muestras de polvo ambiental en diferentes lugares de trabajo y ocupaciones tanto en la mina como en la planta concentradora, utilizando el medidor de polvo Piezo Balance - KANOMAX.

Los resultados obtenidos se presentan a continuación :

(Ver la pag. siguiente.....)

TABLA N° 3

CONCENTRACION DE POLVO ATMOSFERICO

DICIEMBRE 1980

N°	LUGAR Y OCUPACION	CONCENTRACION mg/m ³
<u>MINA</u>		
1	<u>Tajo 374 Sahuayto</u> Perforista y ayudante Camino al tajo	0.012 - 0.015 0.000
2	<u>Gal. 474-N Nv. 4 Sahuayto</u> Perforista y ayudante , en- sanchando Galería	0.13,0.15,018.
3	<u>Gal. 469 Nv. 4 Block Con - tral.</u> Tránsito de personal	0.000 - 0.012
4	<u>Ch. 565 Nv. 4</u> Camino de personal	0.06 , 0.07 , 0.08
5	<u>Ore Pass 60 Nv. 4</u> Tóveros , locomotorista	1.19, 1.62 , 1.67
6	<u>Ch. 43 1/2 Nv. 3</u> Tránsito de personal	0.10
7	<u>Planta Concentradora</u> Chancado primario Chancado secundario Chancado terciario Sección molienda	0.000 1.23 - 4.01 0.38 - 0.56 0.07 - 0.21

RIESGO DE CONTRAER NEUMOCONIOSIS

El riesgo de contraer Neumoconiosis Ocupacional depende de la cantidad de polvo respirable, presente en el ambiente de trabajo. Para ello tomaremos como límite Permisible el establecido por el Instituto de Salud Ocupacional (Decreto Supremo N° 00258 - 75-SA) de 5 miligramos por metro cúbico de aire, para 8 horas de trabajo.

Tomando en cuenta lo anterior y las características de las operaciones en los lugares de trabajo y ocupaciones estudiadas en la mina y planta concentradora, se llega a la conclusión, que no hay riesgo de adquirir Neumoconiosis por el personal de la mina y planta concentradora, en la fecha que se llevó a cabo el estudio.

Se ha observado que la compañía proporciona equipo de protección personal, incluyendo respiradores para polvo tanto al personal de mina como de superficie ; pero, en la mayoría de los casos se constató que no son utilizados . Esto demuestra que el uso de respiradores por los trabajadores es indicado solo cuando la aplicación de métodos de control de polvo no son efectivos, (ventilación y uso de agua en mina ; campanas extractoras y limpieza en superficie) - por tanto no significa la solución del problema, sino únicamente una protección complementaria a la ventilación y uso de abundante agua.

MONOXIDO DE CARBONO

Los resultados de las detecciones de monóxido de carbono en las ocupaciones y lugares de trabajo potencialmente expuestos a este agente, se presentan más adelante ; puntualizando que las determinaciones se realizaron en los lugares de trabajo más expuestos , teniendo en cuenta los horarios de disparo, hora de ingreso de

personal a la mina y los momentos de mayor exposición.

Las concentraciones halladas se presentan en la Tabla N° 4

TABLA N° 4

CONCENTRACIONES DE MONOXIDO DE CARBONO

N°	LUGAR Y OCUPACION	Concentración PPM*	OBSERVACIONES
1	Labor tajo 374 Nv. 4	0.00	Perforista y ayudante
2	Gal. 474 - N Nv. 4	0.00	Ensanche de galería
3	Gal. Secc. 587 Nv. 5	0.00	Tránsito de personal
4	Rampa 20 m. interior	10.00	Tránsito de vehículos Diesel
5	Crucero 8 - 14 N	3.00	Comunica Rampa con Nv. 8
6	Rampa 9. 15	10.00	Cerca al cruce 8 -14
7	Rampa 9 - 15	30.00	Trabajando motoniveladora
8	Rampa crucero 9 - 14	20.00	Comunicación con Veta Nv. 9
9	Gal. 9 NW Nv. 9	20.00	Trabajando scoop y volques
10	Gal. 469 Nv. 4	00.00	Ventilación deficiente
11	Ch. 565 Nv. 4	2.00	Camino de personal
12	Gal. extracción Nv. 7	00.00	Salida de aire usado

* Partes por millón .

Las concentraciones de monóxido de carbono presentados en la Tabla anterior demuestran que los lugares de trabajo en los que se -
muestreó este contaminante no presentan riesgo para el personal ,
por cuanto todas las concentraciones halladas se encuentran por deba-
jo del Límite Permisible establecido por el Instituto de Salud Ocupacio-
nal y el Reglamento de Bienestar y Seguridad Minera, de 50 partes por
millón para 8 horas de exposición. Sin embargo, se detectó la presen-
cia de CO en la Rampa (20 y 30 ppm) , que si bien no representan un
riesgo de intoxicación, puede afectar y definitivamente causa moles -
tias al personal que permanece en estos lugares durante el turno de

trabajo. La causa es básicamente, la falta de ventilación.

GASES NITROSOS

La determinación de los gases, óxido nítrico (NO) y dióxido de nitrógeno (NO₂) se efectuaron en la Rampa y secciones cercanas con el objeto de descartar la presencia de contaminantes emitidos por los vehículos Diesel. Los resultados obtenidos se presentan en la Tabla siguiente :

TABLA N° 5

CONCENTRACION DE OXIDO NITRICO Y DIOXIDO DE NITROGENO EN LA MINA MADRIGAL

LUGAR Y OCUPACION	CONCENTRACION PPM*		OBSERVACIONES
	NO	NO ₂	
- Crucero 8 - 14 N Nv. 8	0.00	0.00	Comunicación a Rampa
- Galería 8 NW Nv. 8	0.00	0.00	No hay mov. de aire
- Crucero 914	0.08	0.06	Comunicación a veta Nv. 9
- Gal. 9 NW Nv. 9	10.00	0.00	Operando scoop y volquete.
- Gal. 469 Nv. 4	0.00	0.00	Mov. de aire variable
- Ch. 565 Nv. 4	0.00	0.00	Camino de personal

* Partes por millón

Comparando los resultados presentados en la Tabla anterior con los Límites Permisibles oficiales para estos gases, que son de 25 ppm. para el óxido nítrico y 5 ppm para el dióxido de nitrógeno , se concluye que no hay contaminación ambiental en subsuelo por estos agentes tóxicos.

EXPOSICION A RUIDO

Durante el estudio se evaluó la exposición ocupacional a ruido en las ocupaciones más expuestas. Los resultados de los niveles totales de ruido hallados se presentan en la Tabla N° 6 siguiente :

(Ver la pág. siguiente)

TABLA N° 6

EXPOSICION DE RUIDO

N° LUGAR Y OCUPACION	NIVEL TOTAL DE RUIDO EN dB*	
	MEDICION	PERMISIBLE **
<u>SUBSUELO</u>		
1 Perforista y Ayudante	110	92
<u>PLANTA CONCENTRADORA</u>		
2 Chancado Prima rio	110-114	90
3 Chancado Secundario	106	90
4 Chancado Terciario	104	90
5 Molienda	104-110	90
6 Celdas flotación	100	90
7 Exterior de planta	80	90
<u>CASA FUERZA</u>		
8 <u>Ofic. Jefe de planta</u>		
- Puerta abierta	84	
- Puerta cerrada	73	
9 Grupos PAXMA	102-106	90
10 Compresoras	116-118	90
11 Tablero mandos	114-114	90
12 Taller reparaciones:		
- Puerta abierta	104	92
- Puerta cerrada	92	92
13 Grupo Elect. General Motor Portatil 800 KW	120-121	90

* Decibeles

** Niveles de presión de sonido permisibles para los tiempos de exposición observados.

En la Tabla anterior se puede apreciar que las ocupaciones de perforista y ayudante, presentan niveles totales de ruido mayores que los permisibles para el tiempo de exposición observado.

En la planta concentradora todas las ocupaciones están expuestas. En la Casa Fuerza, igualmente con excepción de la Oficina del Jefe de Planta., todas las ocupaciones están expuestas a sufrir un trauma auditivo.

La Cía. suministra tapones auditivos y orejeras a los trabajadores que laboran en lugares ruidosos, pero su empleo no está generalizado especialmente en mina y la planta concentradora siendo necesario tomar medidas adecuadas para su cumplimiento.

CONDICIONES TERMO-AMBIENTALES

Se efectuaron mediciones de temperatura y humedad relativa en todos los lugares visitados de la mina y el exterior, obteniendo los resultados siguientes :

(Ver pag. siguiente.....)

TABLA N° 7

N°	LUGAR	TEMPERATURA*		Humedad Relativa %	Ref. en Planos	HORA
		B. Seco	B. Humedo			
1	Ext. Bocamina Nv. 3	66	50	29	1	9.00
2	Int. Bocamina Nv. 3	62	49	36	1	9.15
3	Gal. Nv. 3	56	55	95	2	10.00
4	Ch. 4 - 83 Nv. 4	60	55	73	3	10.22
5	Sección 75 BYPASS	64	57	65	5	10.40
6	Bocamina Nv. 3	66	52	65	7	11.00
7	Ext. Bocamina Nv. 1	68	51	25	9	11.40
8	Int. Bocamina Nv. 1	62	44	16	9	11.50
9	Gal. Nv. 1	59	51	57	11	12.05
10	Ext. Bocamina Nv. 4	64	47	22	12	13.15
11	Int. Bocamina Nv. 4	58	44	27	12	13.50
12	Secc. 94 Nv. 4	58	48	46	13	14.08
13	Chim. 4 - 92	51	48	81	14	14.20
14	Ext. Nv. 4	61	46	27	20	15.15
15	Bocamina Nv. 5	51	44	56	21	9.00
16	Gal. Secc. 100 Nv. 5	55	45	43	22	9.15
17	Gal. Secc. 587 Nv. 5	56	46	44	24	9.30
18	Chim. 6.78 Nv. 5	65	63	90	26	9.45
19	Chim. 58 Nv. 5	68	62	71	30	10.20
20	Gal. 5 - 52 Nv. 5	64	59	74	32	10.40
21	Gal. 5-45 Nv. 5	62	58	79	34	10.53
22	Chim. 5 - 43 1/2	62	58	79	35	11.05
23	Ext. Bocamina Nv. 5	66	47	17	37	11.12
24	Int. Bocamina Nv. 5	58	41	14	37	11.22
25	Ext. Bocamina Nv. 6	58	46	37	38	13.45
26	Int. Bocamina Nv. 6	45	45	100	38	14.10
27	Gal. 6 - 31	56	53	82	40	14.30
28	Chim. 6 - 58	64	64	100	43	14.50
29	Chim. 2 - 24 1/2	56	44	34	48	8.45
30	Int. Bocamina Nv. 2	55	42	28	52	9.40

N°	LUGAR	TEMPERATURA *		Humedad Relativa %	Ref. en Planos	HORA
		B. Seco	B. Humedo			
31	Int. Bocamina Nv. 3	54	42	32	53	9.55
32	Int. Bocamina Nv. 4	55	42	28	54	10.10
33	Ext. Bocamina Rampa	62	50	41	57	10.40
34	Int. Bocamina Rampa	67	62	75	57	10.48
35	Crucero 8 - 14 N Nv. 8	66	63	85	58	11.05
36	Chim. 9 - 14	63	54	55	59	11.20
37	Gal. 8 SE	72	71.5	98	62	12.00
38	Crucero 914 Rampa	71	65.5	74	65	13.30
39	Gal. 9 SE NV. 9	74	67.5	72	67	13.45
40	Gal. 469 Nv. 4 B.C.	64	61	81	68	14.00
41	Chim. 565 Nv. 4	61	59	89	70	14.14
42	Gal. 464 Nv. 4	62	60	89	71	14.20
43	Chim. 562 1/2 Nv. 4	61	95.5	92	72	14.35
44	Chim. 561	62	59.5	86	73	14.45
45	Chi. 558 Nv. 4	62	61	94	75	14.55
46	Gal. Nv. 3 Block Central	55	51	76	76	15.10
47	Gal. 345 Nv. 3	60	50	48	78	15.22
48	Gal. Extracc. Nv. 7	52	45.5	60	80	8.40
49	Chi. 715	51	44.5	58	81	8.50
50	Chim. 717	50	43	55	82	9.10
51	Gal. Vent. Nv. 7	50	48	87	84	9.18
52	Gal. 732 Nv. 7	51	49	87	86	9.25
53	Gal. Extracc. Nv. 7	53	49.5	78	87	9.45

Grados Fahrenheit.

Las temperaturas registradas en 53 mediciones en el medio ambiente interior de minas, fluctuaban entre 45 °F y 74 °F (8 °C a 23 °C) y la humedad relativa entre 14 % y 100% . Teniendo en cuenta que la temperatura del aire que ingresa a subsuelo varía entre 58 °F y 68 °F (14 °C a 20 °C) durante el día, se puede deducir que no se van a producir cambios bruscos de temperatura capaces de causar afecciones respiratorias al personal que trabaja en subsuelo.

De otro lado, se puede afirmar que las temperaturas halladas en interior de mina (8 °C a 23 °C) no facilitan el ingreso de aire por presión natural, al contrario ocasionan en algunas bocaminas cambios de dirección del flujo de aire y/o turbulencias que dificultan la ventilación a determinadas horas.

CONDICIONES DE SEGURIDAD

La Cía. Minera Del Madrigal, cuenta dentro de su organización con el Departamento de Seguridad y Entrenamiento, cuyo principal objetivo es prevenir los accidentes de trabajo y enfermedades ocupacionales, capacitación del personal y controlar los daños al equipo, materiales e instalaciones de la Empresa ; esta labor la realiza conjuntamente con el Dpto. Médico y la Sección de Servicio Social.

El Departamento de Seguridad y Entrenamiento, está constituido por :

- Superintendente o Jefe del Programa de Seguridad e Higiene, Ing. Alberto Rodríguez Cano.
- Jefe de Entrenamiento y Asistente de Seguridad Ing. Anibal Malqui.
- Dos inspectores de Seguridad para mina y uno para superficie.
- Dos operarios de ventilación minera.
- Un secretario
- Un bodeguero

El Departamento de Seguridad cuenta con un local sumamente estrecho y el personal no cuenta con facilidades para desempeñar plenamente sus funciones. No cuentan con sala de conferencias , vestuario, ni servicios higiénicos, indispensables para el tipo de trabajo que realizan.

Para el cumplimiento de los objetivos antes anotados disponen de equipo e instrumentos apropiados para la medición de agentes ambientales; igualmente de stock suficiente de implementos de -

protección personal y el de emergencia para rescate minero.

Su Programa de Actividades es bastante amplio y comprende los aspectos de Seguridad, Higiene Industrial, Medicina Ocupacional, Servicio de Asistencia Social y Entrenamiento .

Durante la visita a la mina, planta de beneficios, talleres y cancha de relaves, se han observado algunas deficiencias en el aspecto de seguridad. Por esa razón y con el objeto de contribuir a su corrección, más adelante se hacen las recomendaciones del caso.

ESTADISTICA DE ACCIDENTES

Los Indices de Frecuencia y Severidad de Accidentes de Enero a Noviembre de 1980 , muestran lo siguiente :

//..

TABLA N° 8

ACCIDENTES 1980

MESES	IND. FRECUENCIA	IND. SEVERIDAD
Enero.....	78.93.....	913.34
Febrero.....	62.16.....	836.36
Marzo.....	66.28.....	984.02
Abril.....	49.46.....	219.81
Mayo.....	32.19.....	203.86
Junio.....	73.50.....	467.23
Julio.....	41.66.....	390.54
Agosto.....	74.14.....	561.38
Setiembre.....	49.07.....	3582.2
Octubre.....	60.65.....	31,295.49
Noviembre.....	48.88.....	1,059.09

De acuerdo a los datos mostrados en la Tabla anterior se deduce que el Índice de Frecuencia ha seguido una variación bastante irregular es decir ha variado entre 32.19 y 78.93 , lo cual indica que la administración de la seguridad por parte del Programa de Seguridad e Higiene no ha logrado controlar la incidencia de lesiones incapacitantes entre los trabajadores.

Como referencia para apreciar el estado de la seguridad , se puede adoptar el Índice de Frecuencia en 30 , recomendado para labores mineras.

Por lo tanto, es necesario ampliar el Programa de Prevención de Accidentes mediante el dictado de charlas de seguridad y creación de incentivos a los trabajadores. De otro lado deberá revisarse la técnica de inspecciones de seguridad empleado ; además , de lograr la corrección de las condiciones de trabajo inseguras observadas, por parte de la supervisión y trabajadores en general.

En cuanto al Índice de Severidad en los 3 últimos meses muestra una notoria elevación, con relación a los primeros meses del año, complementando lo observado respecto a la Frecuencia ; en conclusión , deberá llevarse a cabo una intensa campaña de seguridad.

PLANTA CONCENTRADORA

El edificio de la planta concentradora es una construcción moderna, los muros son de bloquetas de cemento, las paredes de calamina con columnas metálicas de perfil H, las Vigas de estructura metálica, techo de calamina con tirantes metálicos y pisos de cemento.

La planta cuenta con laboratorios de ensayos para muestras de mina, y de pruebas metalúrgicas.

El mineral de mina se transporta a la planta mediante cable carril, este consta de 21 baldes de 800 kg. pudiendo transportar 50 Tn. por hora. Su longitud total es de 2,000 metros, el diámetro del cable tractor es de 7/8 y el cable riel de 1 1/2 " , El sistema está montado sobre estructuras metálicas y bases de concreto . El mineral es almacenado en dos tolvas de gruesos de 450 Tn. de capacidad cada una.

Las operaciones de concentración del mineral de mina , se inician en una chancadora de quijada que pasa 125 Ton. de 16 " a 4" por hora, luego el chancado secundario de 4" a 1" y el chancado terciario hasta 1/4 " , posteriormente el mineral pasa a la tolva de finos con una capacidad de 1200 Ton. Debe anotarse que todas las instalaciones de chancado y molienda disponen de extractores de polvo que controlan la emisión de polvo al medio ambiente.

El mineral acondicionado mediante alimentadores pasa a los molinos de barras y luego a los molinos de bolas (malla 30 y ma-

lla 200). Después de la clasificación por ciclones los finos pasan al acondicionador de bulk, de este a dos series de celdas, al circuito de limpieza y posteriormente al circuito de separación, la que se lleva a cabo con bicarbonato de sodio, flotando el concentrado de cobre, y decantándose el plomo, el zinc sale deprimido en el concentrado bulk con $\text{SO}_4 \text{ Zn}$ y vuelve a reactivarse con $\text{SO}_4 \text{ Cu}$.

Posteriormente se separa el cobre del plomo obteniéndose tres productos :

CONCENTRADOS DE COBRE

Producción	:	639 Ton./mes , ley 30%
Contenido fino	:	192 Ton./mes
Recuperación	:	72%
Radio de concentración	:	48.5%

CONCENTRADO DE PLOMO

Producción	:	732 Ton./mes, ley 69.5%
Contenido fino	:	509 Ton./mes
Recuperación	:	82%
Radio de concentración	:	42.4 %

CONCENTRADO DE ZINC

Producción	:	2099 Ton./mes, ley 58%
Contenido fino	:	1218 Ton./mes
Recuperación	:	85%
Radio de concentración	:	14.8 %

CONDICIONES DE SEGURIDAD

Las escaleras, los pasadizos, y las plataformas cuentan con pasamanos, de estructura metálica, su estado es bueno y garantizan la prevención de accidentes mediante un mantenimiento constante.

La iluminación natural y artificial es buena. Las máquinas y equipos cuentan con los elementos de protección recomendados y son apropiados. El manipuleo de reactivos tanto en su preparación como almacenamiento, cumplen con las normas de Seguridad o Higiene Industrial establecidos.

CANCHAS DE RELAVES

La empresa actualmente dispone de dos canchas de relaves en uso y una en preparación, con las capacidades siguientes :

Cancha N° 1	215,000 m ² para 322,500 T. M. S.
Cancha N° 2	1'043,000 m ² para 1'565,540 T. M. S.
Cancha N° 3	900,000 m ² para 1'350,900 T. M. S.

De acuerdo a lo informado la capacidad de las canchas ha sido calculada hasta octubre de 1984.

Los relaves (27,700 T. M. S. por mes) conteniendo 0.5% de Zn 0.2 de Pb y 0.1 % de Cu, se conducen al lugar de almacenamiento, empleando 2 torres de drenaje de concreto conectados mediante tuberías de fierro de 8 " de diámetro y posteriormente de plástico de 3" de diámetro, con pendiente suave.

Las arenas depositadas en la cancha de relaves constituyen actualmente una fuente de contaminación para las áreas vecinas, especialmente campamentos de los trabajadores, donde las arenas finas (polvo silicógeno) llegan por efecto mecánico del viento especialmente después de medio día.

Desde la parte superior de las canchas se puede apreciar fácilmente la modificación del paisaje causado por las arenas. De otro lado se observó, que el almacenamiento de relaves se ha venido efectuando sin una metodología apropiada ya que no cuenta con un muro de contención (muro de arranque), sistema de drenaje apropiado, ni canales de captación de aguas de escorrentía, en otras palabras la deposición de arenas se ha hecho en forma muy rudimentaria.

Actualmente se trata de controlar la contaminación con el regado de una parte de las canchas mediante aspersores de agua giratorios, que no han resuelto el problema.

Más adelante se anotan las recomendaciones más convenientes para contribuir a la solución del problema.

CONCLUSIONES

1. Como resultado de la evaluación del movimiento de aire en la mina Madrigal, se puede afirmar que la ventilación subterránea no satisface los requerimientos establecidos por el Reglamento de Bienestar y Seguridad Minera Peruano, especialmente en la sección Rampa donde es necesario incrementar la velocidad, así como el caudal de aire fresco para diluir rápidamente los gases de escape de los vehículos Diesel.
2. Existe un déficit en el volumen total de aire que ingresa a la mina. De acuerdo a los cálculos ingresan $4,597 \text{ m}^3/\text{min.}$ y los requerimientos de aire fresco son de $4,800 \text{ m}^3/\text{min.}$ Esta diferencia debe tenerse en cuenta en el nuevo diseño de los circuitos de ventilación.
3. Debido a la extensión de la mina, existencia de 4 secciones bien definidas : Cahuira, Block Central, Sahuayto y la Rampa y estando previsto el agotamiento del mineral en el Block Cahuira a corto plazo ; es necesario diseñar 2 sistemas de ventilación independiente , con el objeto de hacer más fácil el control de los flujos de aire ; además de aprovechar al máximo la capacidad de los ventiladores.
4. Se ha constatado que los trabajadores de subsuelo, no están expuestos a polvo ambiental, a gases nitrosos ni monóxido de carbono. Solo se observó las molestias clásicas , irritación de los ojos, cenizas de combustión y dolor de cabeza ocasionados por pequeñas concentraciones de gases nitrosos y residuos de combustión. Todas las concentraciones halladas estaban por debajo de los Límites Permisibles.

5. Las mediciones de temperatura y humedad relativa, demuestran que las condiciones ambientales, en que se realizan las labores en interior de mina, se encuentran dentro del rango considerado como confortable.
6. Las mediciones de niveles totales de ruido en la mina, Planta Concentradora y Casa de Fuerza, indican que existen ocupaciones expuestas a trauma acústico. De otro lado se observó que la mayoría de trabajadores están provistos de tapones auditivos y orejeras. Más adelante se hacen las recomendaciones del caso.
7. Las condiciones de seguridad en las labores subterráneas y superficie son buenas ; sin embargo de acuerdo a los datos estadísticos promedio en el año 1980 (Frecuencia : 57.90 y Severidad 3683) demuestran que la tasa de accidentabilidad es alta lo cual muestra el poco acatamiento a los programas de seguridad por parte de los trabajadores.
8. El Programa de Seguridad e Higiene Minera organizado de acuerdo al Reglamento de Bienestar y Seguridad Minera Peruano esta bien implementado y desarrolla un programa de actividades bastante completo. La única deficiencia observada es que no cuenta con local apropiado.
9. Las arenas depositadas en las canchas de relaves, por efecto mecánico del viento , constituyen una fuente de contaminación riesgosa por el contenido de sílice presente en los relaves ; especialmente para las personas que ocupan los campamentos nuevos.

10. El regado con aspersores que actualmente se práctica no es una solución apropiada, porque precisamente el objetivo es eliminar el agua presente en los relaves mediante un drenaje eficiente para consolidar las arenas y lograr la estabilidad indefinida del talud.

RECOMENDACIONES

1. Se ha observado que en las bocaminas Nv. 4 , Nv. 5 , Nv. 3 NW , Nv 4 NW , Nv 5 NW la dirección del flujo de aire es cambiante de acuerdo a la temperatura del exterior e interior, ello debe evitarse incrementando la presión del aire, mediante la instalación de ventiladores que trabajen como extractores y mantengan el movimiento de aire en una sola dirección .

2. El déficit de caudal de aire fresco que presenta la ventilación subterránea, puede subsanarse en función de los aspectos de diseño siguientes :
 - 2.1. Disminuir la resistencia de la mina al paso del flujo de aire .
 - 2.2. Orientar el flujo de aire de abajo hacia arriba, evitar la recirculación y mantener el movimiento de aire en una sola dirección mediante el uso de ventiladores.
 - 2.3. Clausurar labores abandonadas, chimeneas sin uso y practicar la limpieza y mantenimiento de galerías, caminos y demás lugares por donde circula el aire.

3. Para lograr mayor eficiencia, fácil control y ajustes periódicos, la ventilación subterránea de la mina Madrigal debe separarse en dos circuitos bien diferenciados : Rampa y Block Central -Sahuayto.
En el diseño de los circuitos deberá mantenerse la dirección ES - TE-NOROESTE (E-NW) preferentemente y el sentido de abajo hacia arriba para lograr mayor eficiencia.

4. El circuito actual de ventilación de la Rampa debe modificarse, por razones de rendimiento y evitar la recirculación de aire usado. De esta forma deberá comunicarse la Rampa con la sección Cahuira mediante chimeneas y sacar el aire usado hacia superficie utilizando el camino más corto. Previamente deberá aislarse con tapones o compuertas movibles del Block Central, para evitar pérdida de presión.
5. Al circuito del Block Central-Sahuayto debe ingresar aire fresco por los niveles 4 y 5 por presión natural y por el nivel 6 con ayuda de un ventilador principal (70,000 CFM y 8" pulgadas de agua) previa comunicación con los niveles superiores. El aire usado deberá ser encausado hacia superficie. De otro lado el aire que ingresa por los niveles 3 NW , 4 NW y 5 NW , deberá ser orientado hacia superficie por las chimeneas 92, 83 y 78 principalmente. Lo anterior podrá lograrse limpiando las chimeneas tapadas, utilizando las chimeneas de ventilación solo para este fin y colocando un ventilador principal en superficie (CHIMENEA 78) de 70,000 PCM y 4 pulgadas de agua de presión de trabajo como mínimo.
6. Los frentes ciegos y labores no comunicados o alejadas deben ventilarse empleando sistemas de ventilación auxiliar consistente en un ventilador de 10,000 PCM , mangas de 18 " a 24" y presión estática de 8 pulgadas de agua. La potencia aproximada de 20 HP y 3,450 RPM.
7. Las mangas de los sistemas de ventilación auxiliar deben instalarse manteniendo en lo posible la línea recta y evitando los

estrangulamientos y curvas (Tajco 465). La distancia óptima para remover el aire del frente ciego es de 15 metros.

8. Los frontones ciegos paralizados, deben ser clausurados y/o colocar avisos de seguridad indicando probable acumulación de gases.

9. Las compuertas de ventilación tipo puerta con bisagras, generalmente no cumplen su función, por descuido del personal. Para subsanar ello, en la Fig. N° 1 se presenta un modelo de compuerta sumamente económica, hecha de fajas transportadoras fuera de uso.

10. En la instalación de ventiladores en la parte superior de una chimenea, para lograr un mejor rendimiento, deberá tenerse en cuenta lo siguiente :

- El ventilador, debe estar instalado en una base de concreto perfectamente orientado.
- La comunicación debe ser hermética mediante el uso de un codo metálico, para evitar la pérdida de presión Fig. N° 2 .
- El empate entre tramos de ductos metálicos o mangas debe ser hermético y proporcionarsele mantenimiento constante para evitar pérdidas de presión.
- Los principios básicos antes anotados pueden aplicarse al caso de la chimenea 914 Gal. 9 NW

11. Para una mejor evaluación y mantenimiento de la ventilación subterránea es necesario ubicar las ESTACIONES DE CONTROL en forma ordenada, señalarlas con pintura y observar el mismo

código en los planos. Del mismo modo es necesario identificar (numerar) los ventiladores y anotar en placas metálicas las características de cada uno.

12. Las chimeneas ubicadas en el exterior deben protegerse mediante muros, mallas o rejas de seguridad, para evitar la ocurrencia de accidentes a la vez que faciliten la descarga de aire usado.

13. La conservación de las mejores condiciones de limpieza y orden en las galerías, caminos, comunicaciones y cunetas, es factor sumamente importante para disminuir la resistencia de la mina al paso del flujo de aire. En otras palabras debe darse especial énfasis al mantenimiento de los lugares antes mencionados.

14. En el Nv. 1 - Sahuayto, clausurar, la comunicación de la Chimenea 2 - 78 con este nivel y prolongarla hasta superficie, el objeto es incrementar el tiro y no contaminar la galería del Nv. 1.

15. Comunicar mediante una chimenea el Nv. 5 con el Nv. 4 para lograr una mejor circulación de aire fresco.

16. Colocar una compuerta en la ESTACION 39 de la galería del Nv. 6 para facilitar el cambio de dirección del flujo de aire.

17. Colocar filtro o purificador de gases en el escape en la motoniveladora cuando ingresa al interior de la mina. Además, el mantenimiento de galerías debe efectuarse en momentos que los scoops y volquetes no están trabajando, de esta manera se evitará incrementar la contaminación.
18. Proveer al personal del subsuelo expuesto a niveles de ruido por encima de 85 Decibeles, de tapones de algodón embadurnados de vaselina, para protegerlos del trauma acústico. El personal de superficie (Planta de Fuerza y Planta Concentradora), están debidamente protegidos.
19. El circuito de ventilación en serie que funciona en la Rampa de de ser rediseñado o cambiado. Del resultado de las mediciones e información al respecto se deduce que la distancia entre ventiladores, debe ser acortada a 350 m.
20. Es conveniente colocar un compuerta para control del flujo de aire, al inicio de la galería de extracción Nv. 7, el objetivo es evitar la recirculación de aire usado.

SEGURIDAD

21. En el nivel 6 se han observado fracturas, es conveniente levantar paredes de concreto en ambos lados y colocar sombreros de seguridad.

22. Colocar parrillas de seguridad en los echaderos, conservando aberturas entre riel y riel no mayores de 25 cms.
23. Incrementar el número de avisos de seguridad especialmente en subsuelo, así como en todas las instalaciones de la Empresa. De igual manera hace falta mayor señalización en interior de la mina.
24. Colocar cadena y candado en la Estación de Transformadores. De igual manera el polvorín debe permanecer bajo llave y contar con ventilación mecánica.
25. Distribuir al personal encargado de la preparación y ejecución de disparos, de punzones de cobre o de madera, para el cebado de cartuchos.
26. Proveer de anteojos de seguridad y respirador para polvo a los tolveros.
27. Iniciar un programa de acciones educativas en Seguridad Mediante charlas, películas, prácticas, intercambio de visitas a lugares de trabajo y creación de incentivos apropiados para disminuir la tasa de accidentabilidad actual.
28. Construir un local apropiado para el funcionamiento del Dpto. de Seguridad, este debe estar provisto de servicios higiénicos, duchas, vestuarios, bodega, sala de reparaciones, sala de conferencias y biblioteca; además de las facilidades para el personal profesional y oficinistas.

RELAVES

23. Considerando que el depósito de relaves, inicialmente fue construido sin tener en cuenta las técnicas apropiadas, actualmente presenta defectos que deben ser subsanados, de tal manera que pueda aplicarse las recomendaciones para el control de polvo que contamina las áreas vecinas, movilizadas por acción mecánica del viento.

RECOMENDACIONES

- 23.1. Construir un muro de contención aguas abajo de la cancha, siguiendo las especificaciones técnicas recomendadas para este caso, observando especial cuidado con el drenaje y captación de aguas de escorrentía.
- 23.2. A partir del nuevo dique de arranque deberá iniciarse el almacenamiento de arenas previamente clasificadas (cicloneadas), formando el talud que se presenta en la Fig. N° 3. El objetivo es dejar una superficie horizontal apta para ir depositando tierra fértil en cada banco y sembrar vegetales de la zona, resistentes a los cambios de clima y condiciones duras de supervivencia.
- 23.3. La formación de los taludes ($26^{\circ} 31'$) deberá consolidarse mediante compactación, similar a la construcción de carreteras. De otro lado, deberá dejarse de añadir agua a la cancha, porque las corrientes freáticas pueden causar deslizamientos.

- 23.4. Otra forma de evitar la dispersión del polvo fino de la superficie horizontal de la cancha de relaves, es depositando en el estrato superior arenas o material triturado (hormigón) de tamaño de (2cm. a 0.5 cm. de diámetro) y peso tal que no pueda ser removido por el viento.
- 23.5. Otra forma de controlar la erosión por el viento es utilizar cemento sólido o asfalto en los bancos, expertamente formados con las arenas gruesas. Fig. N° 3. Para evitar la erosión del talud en caso de lluvias, deberá darse una pendiente a la superficie de los bancos para permitir la eliminación de agua hacia un extremo de la cancha, donde esté ubicado el canal de captación de aguas de escorrentía.

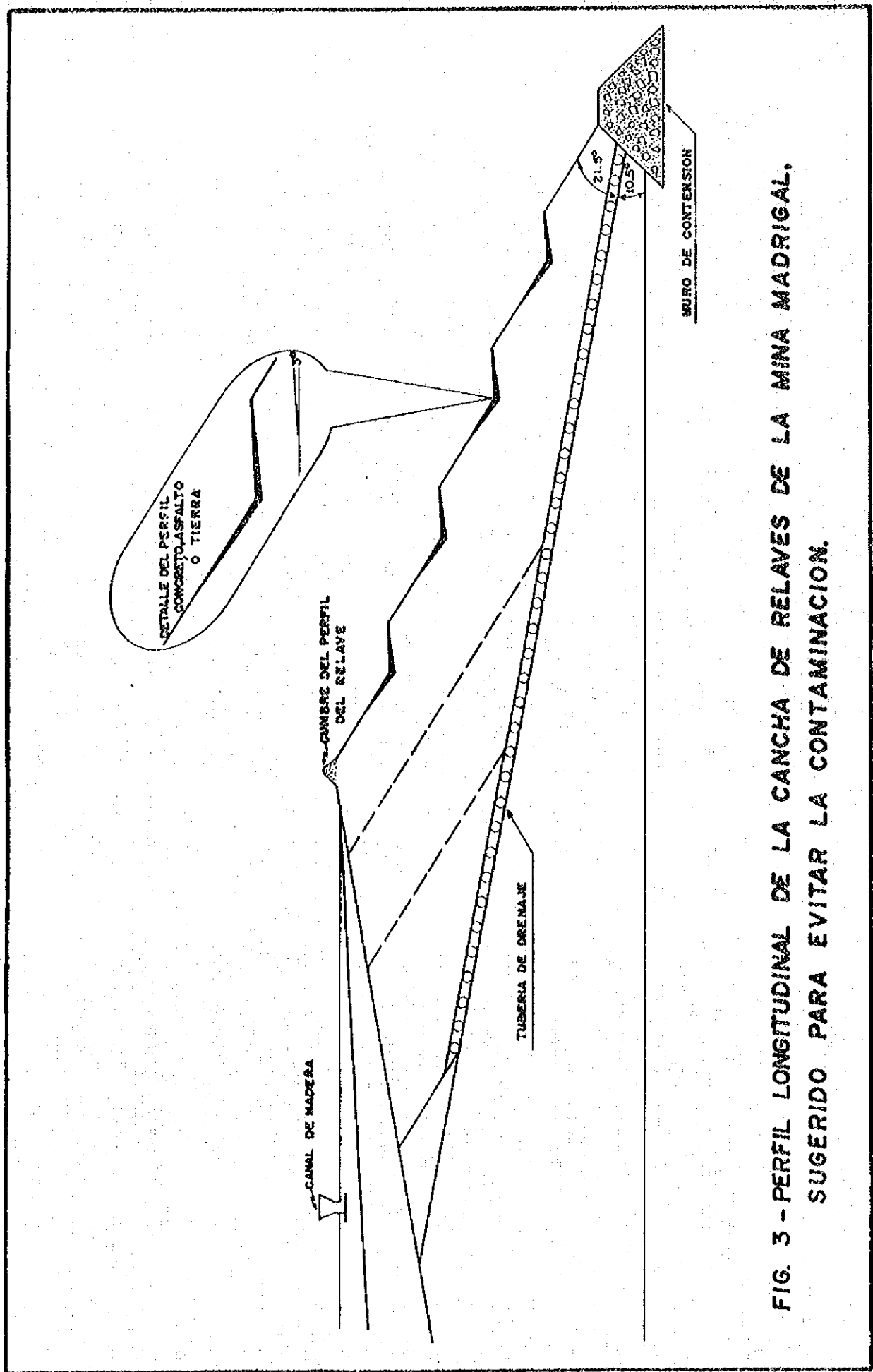


FIG. 3 - PERFIL LONGITUDINAL DE LA CANCHA DE RELAVES DE LA MINA MADRIGAL, SUGERIDO PARA EVITAR LA CONTAMINACION.

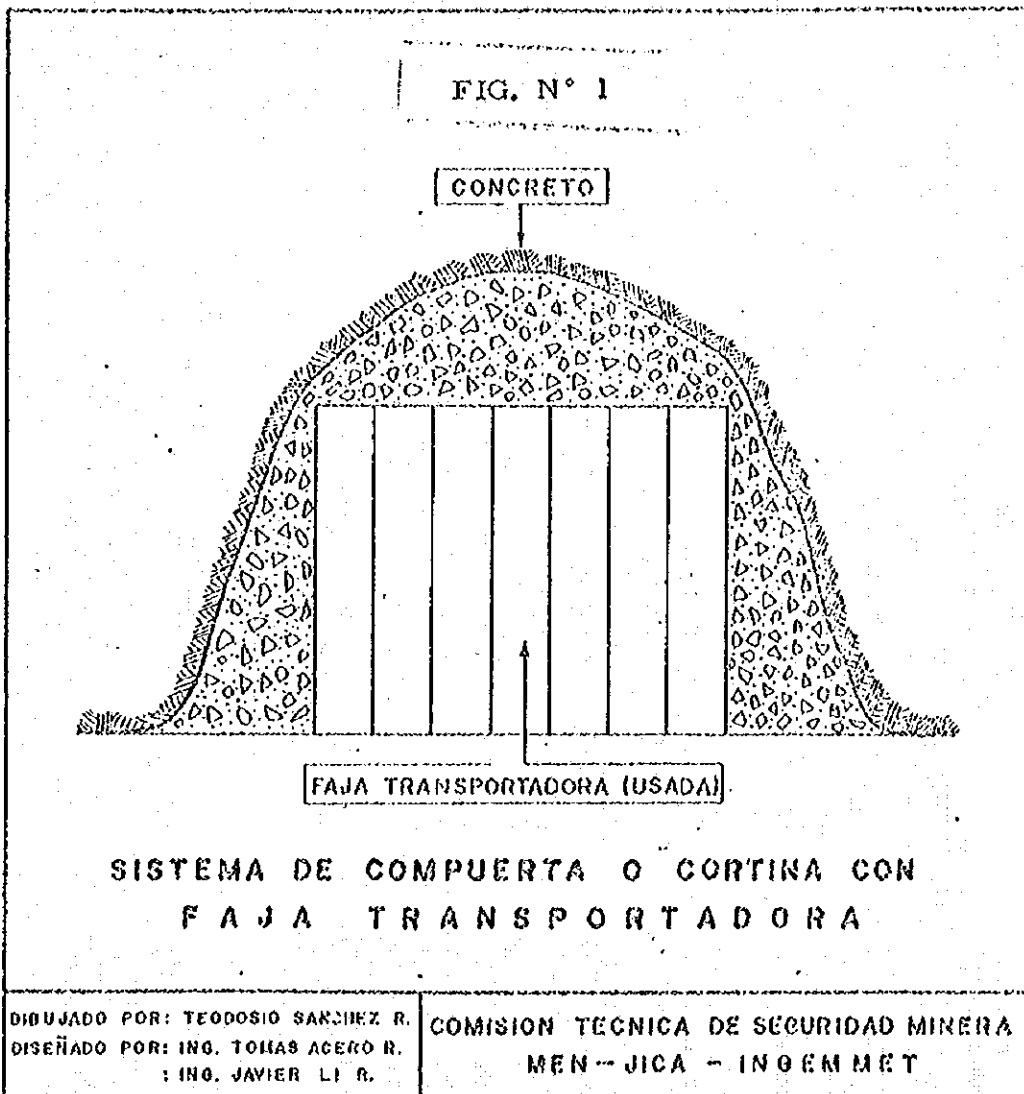
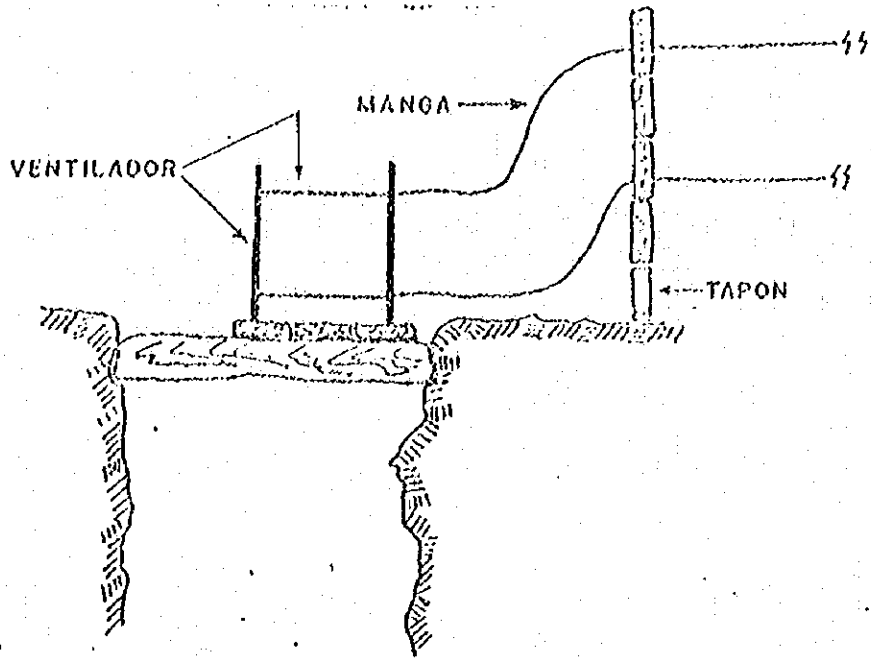
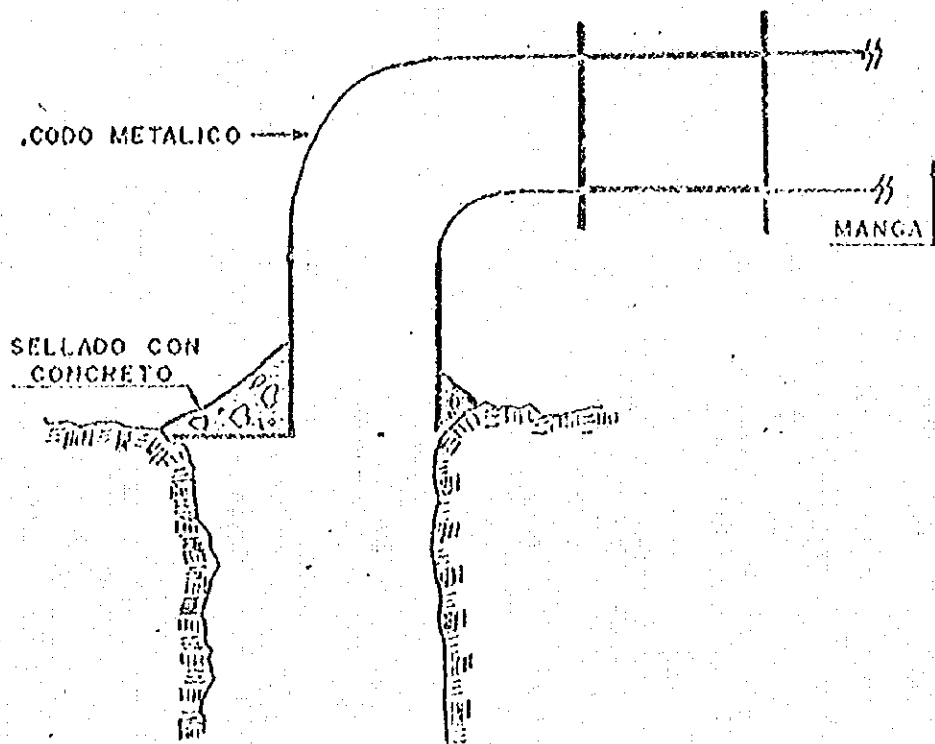


FIG. N° 2



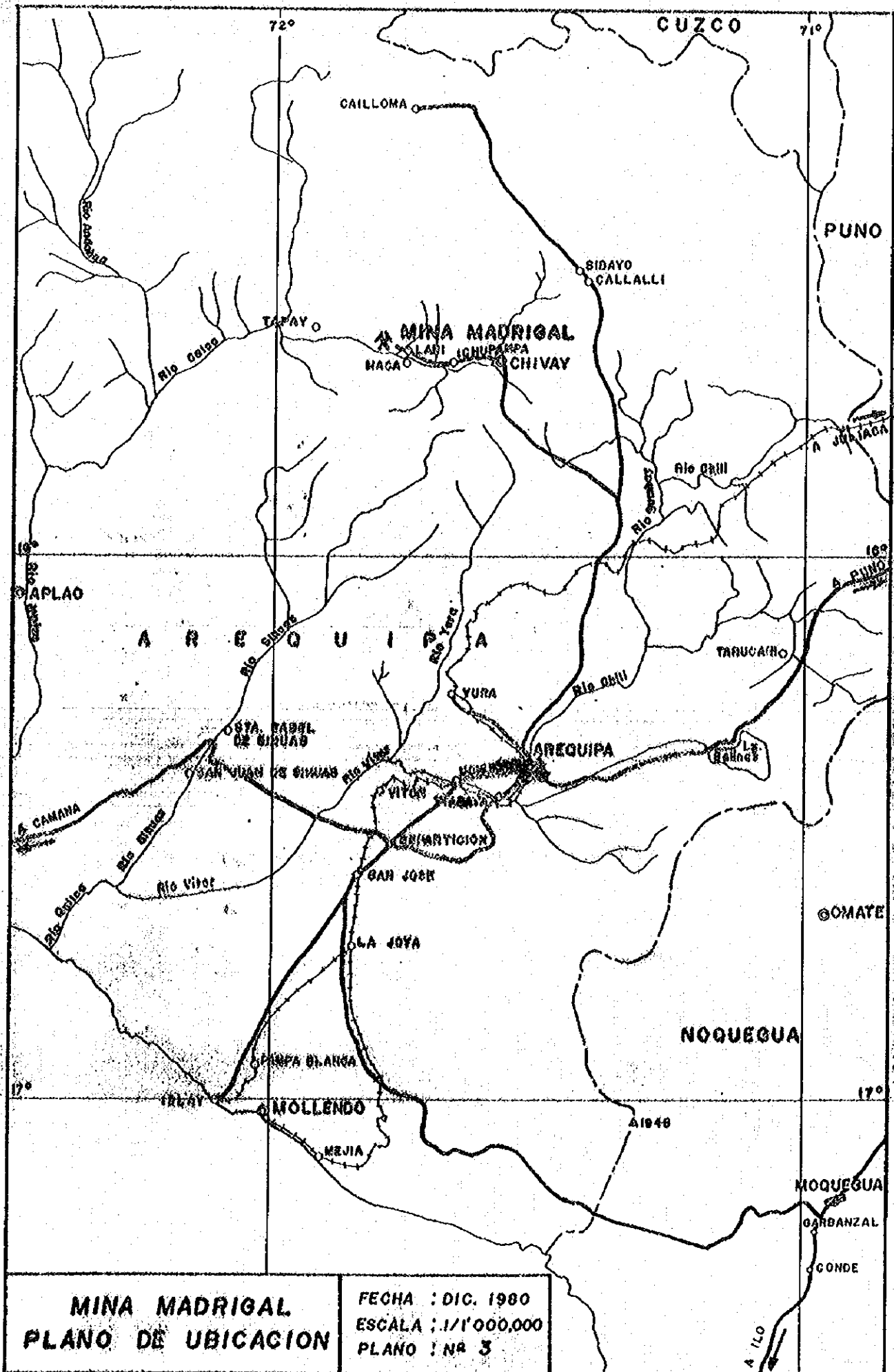
FORMA INCORRECTA



FORMA CORRECTA

DIBUJADO POR: TEOCISTO SANCHEZ H.
DISEÑADO POR: DR. TOMAS ACERO H.
ING. JAVIER L. R.

COMISION TECNICA DE SEGURIDAD MINERA
MEXICO - JICA - INCEMEX



**MINA MADRIGAL
PLANO DE UBICACION**

FECHA : DIC. 1980
 ESCALA : 1/1'000,000
 PLANO : NA 3

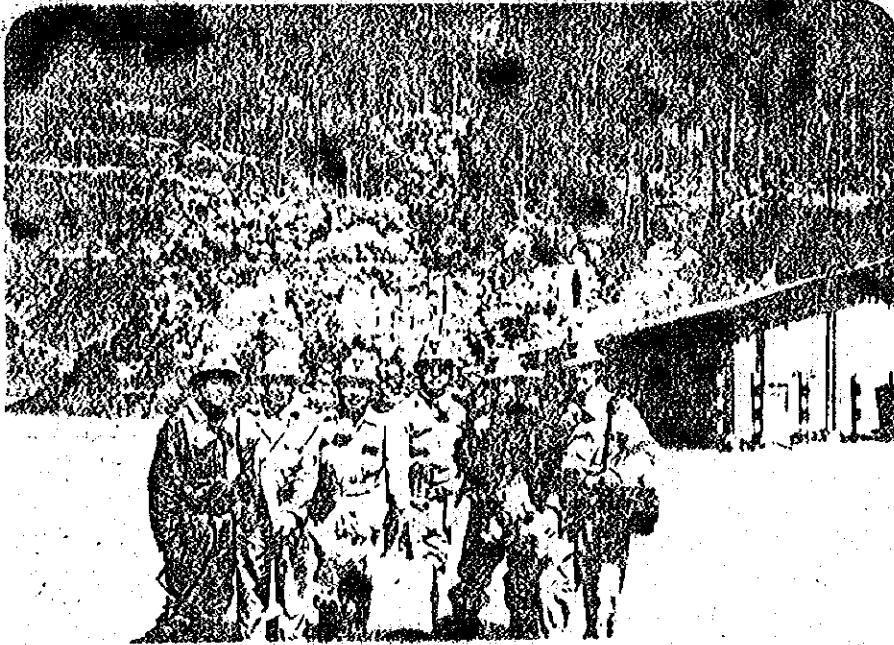


FOTO. N° 1 Grupo de trabajo constituido por representantes de la Empresa, MEM, JICA y del INGEMMET.

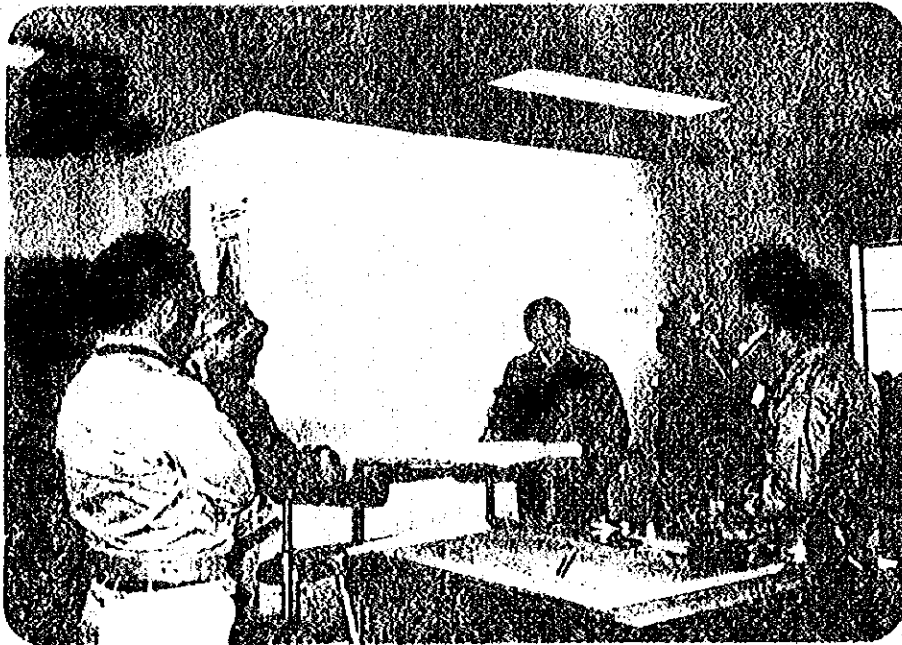


FOTO N° 2 Ing. Francisco Rodríguez explicando las características geológicas de la mina.



FOTO N° 3 Ing. Tomás Acero (MEM) anotando mediciones de velocidad de aire.



FOTO N° 4 Ing. A. Malqui (Empresa) efectuando mediciones de velocidad de aire.

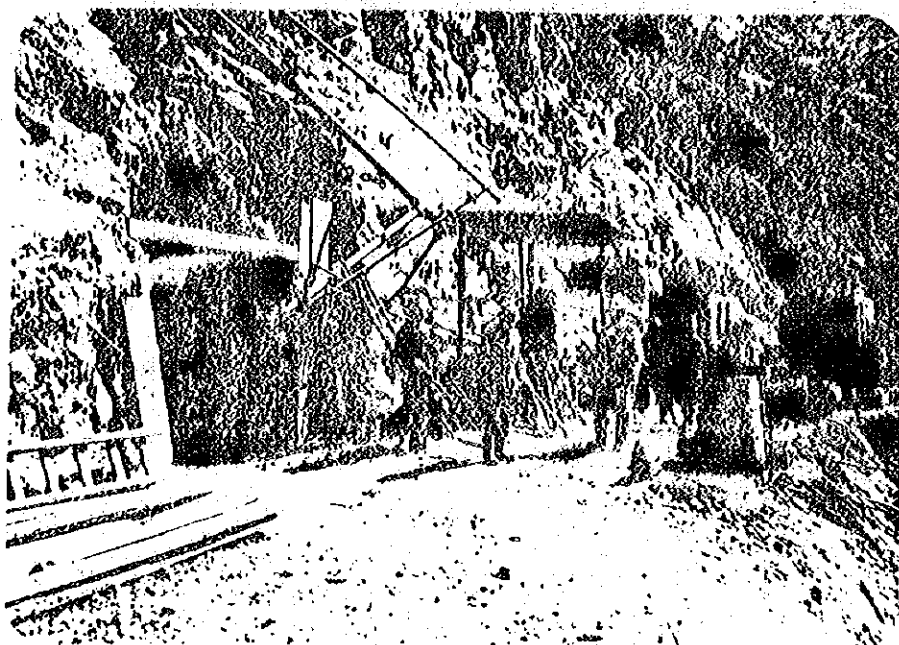


FOTO N° 5 Ing. Alberto Rodríguez (Empresa) y el Ing. Javier Li (INGEMMET) Bocamina Nv. 4.



FOTO N° 6 Constatando el estado del sostenimiento.

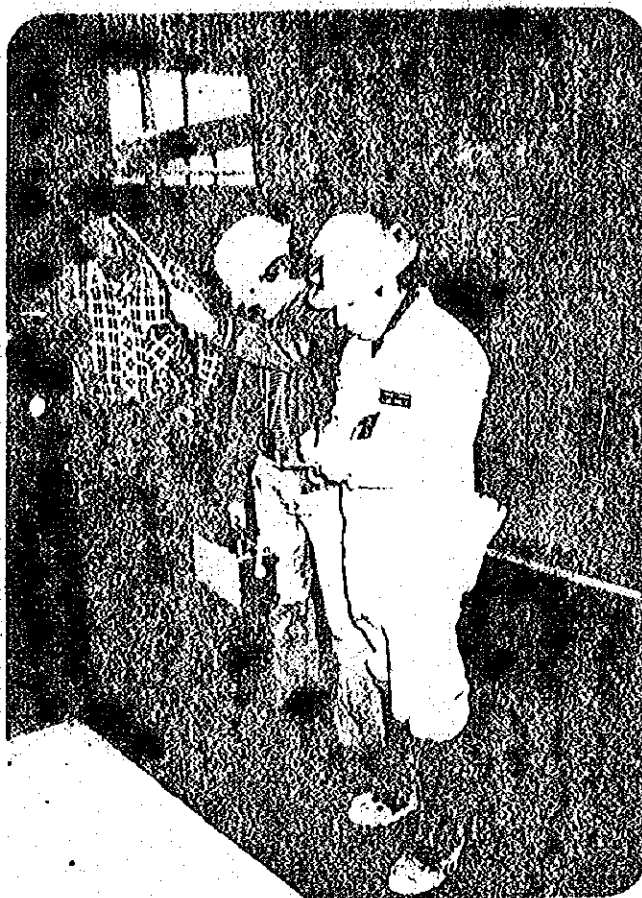


FOTO N° 7 Ing. Tomás Acero (MEM), Técnico Jorge Sánchez (INGEMMET) efectuando medición de ruido en la casa fuerza.



FOTO N° 8 Ing. Tomás Acero (MEM), Técnico Jorge Sánchez (INGEMMET) efectuando medición de ruido en la casa fuerza.



FOTO N° 9 Ing. Tomás Acero (MEM) , Técnico Jorge Sánchez (INGEMMET), efectuando medición de ruido con la ayuda de Decibelímetro. RION NA-51.



FOTO N° 10 Ing. Tomás Acero (MEM) Ing. Chi-mura (JICA) y el Ing. A. Malqui (Empresa) efectuadno medición de ruido en la planta de casa fuerza.

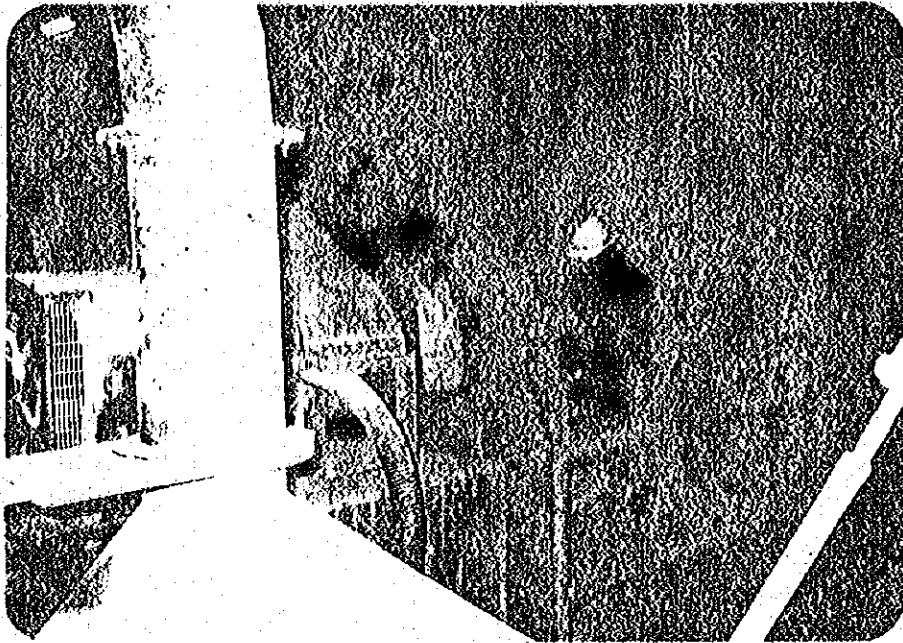


FOTO N° 11 Ing. Tomás Acero (MEM) Ing. A. Malqui (empresa) y el Jefe de planta efectuando medición de polvo en la sección chancado secundario utilizando el Piezo-balance - KANOMAX.



FOTO N° 12 Debido a defectos en la preparación de la voladura se presentan bancos de gran tamaño que ocasionan demoras y exposición a riesgos.

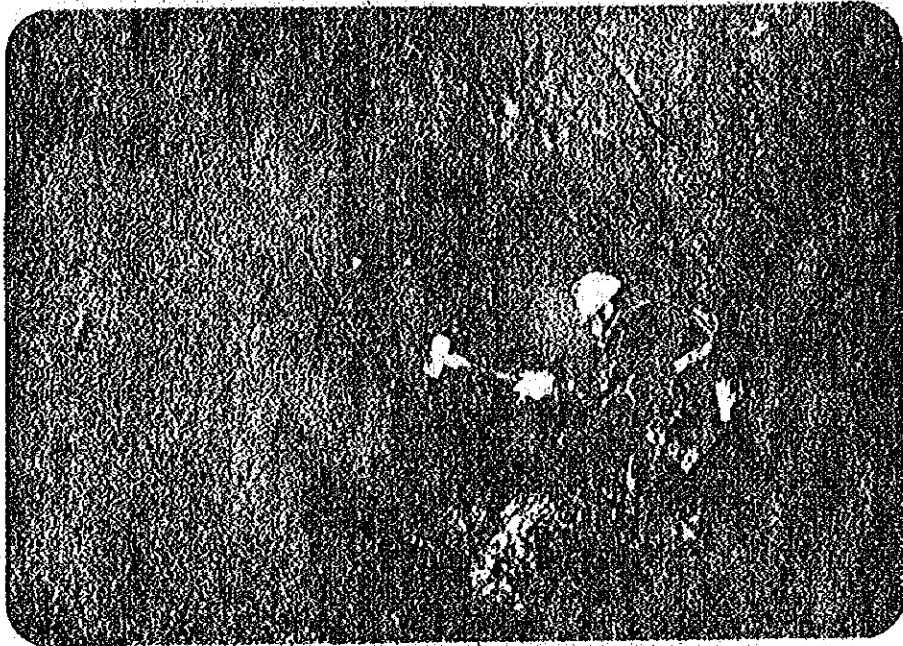


FOTO N° 13 Trabajador sin anteojos de seguridad expuesto a la proyección de partículas a los ojos. La separación de los rieles de la parrilla es muy peligroso.

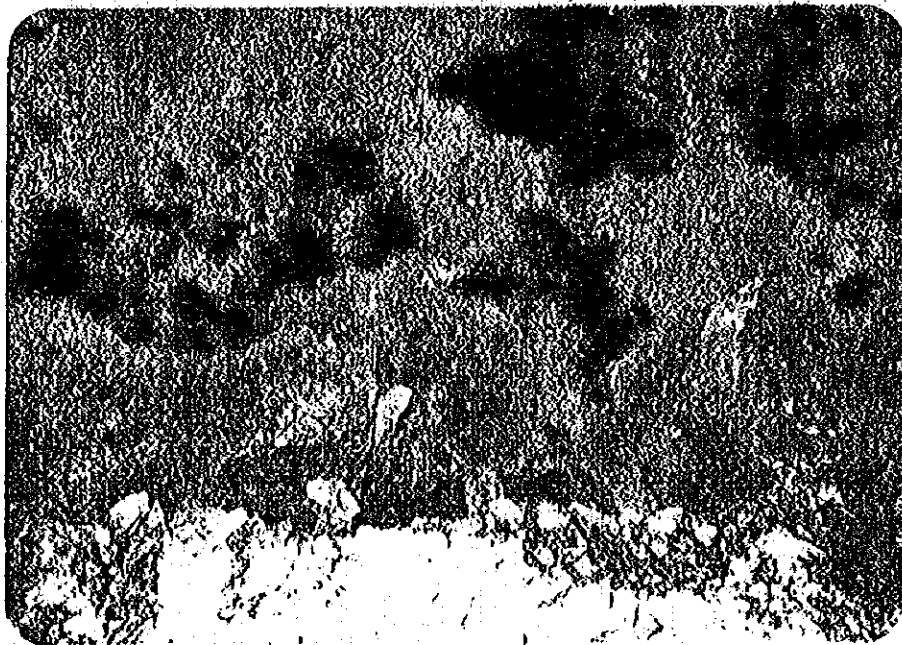


FOTO N° 14 Para hacer pasar bancos grandes se permite que la separación entre los rieles de las parrillas tenga una dimensión exagerada lo cual significa riesgos de caída de personal y atoros debido al material de gran dimensión.

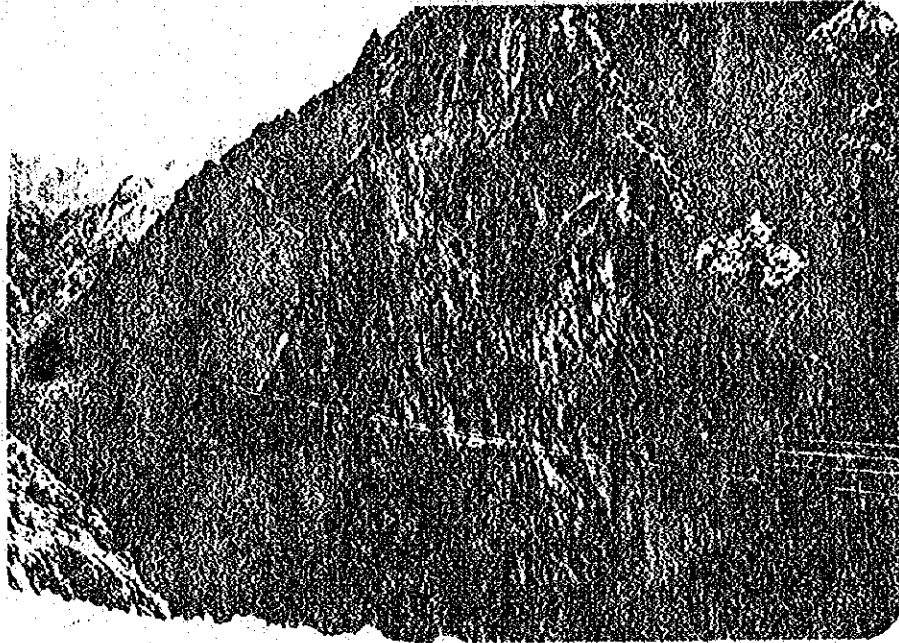


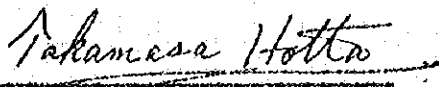
FOTO N° 15 Transporte de mineral a la planta concentradora por medio de cable carril en buenas condiciones de seguridad.




FOTO N° 16 Ing. Javier Li (INGEMMET) Ing. A. Rodríguez (Empresa) y ayudante ubicando estaciones de muestreo en la mina.

JAPAN INTERNATIONAL COOPERATION AGENCY

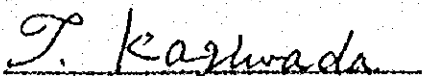
MISION JAPONESA DE MINERIA

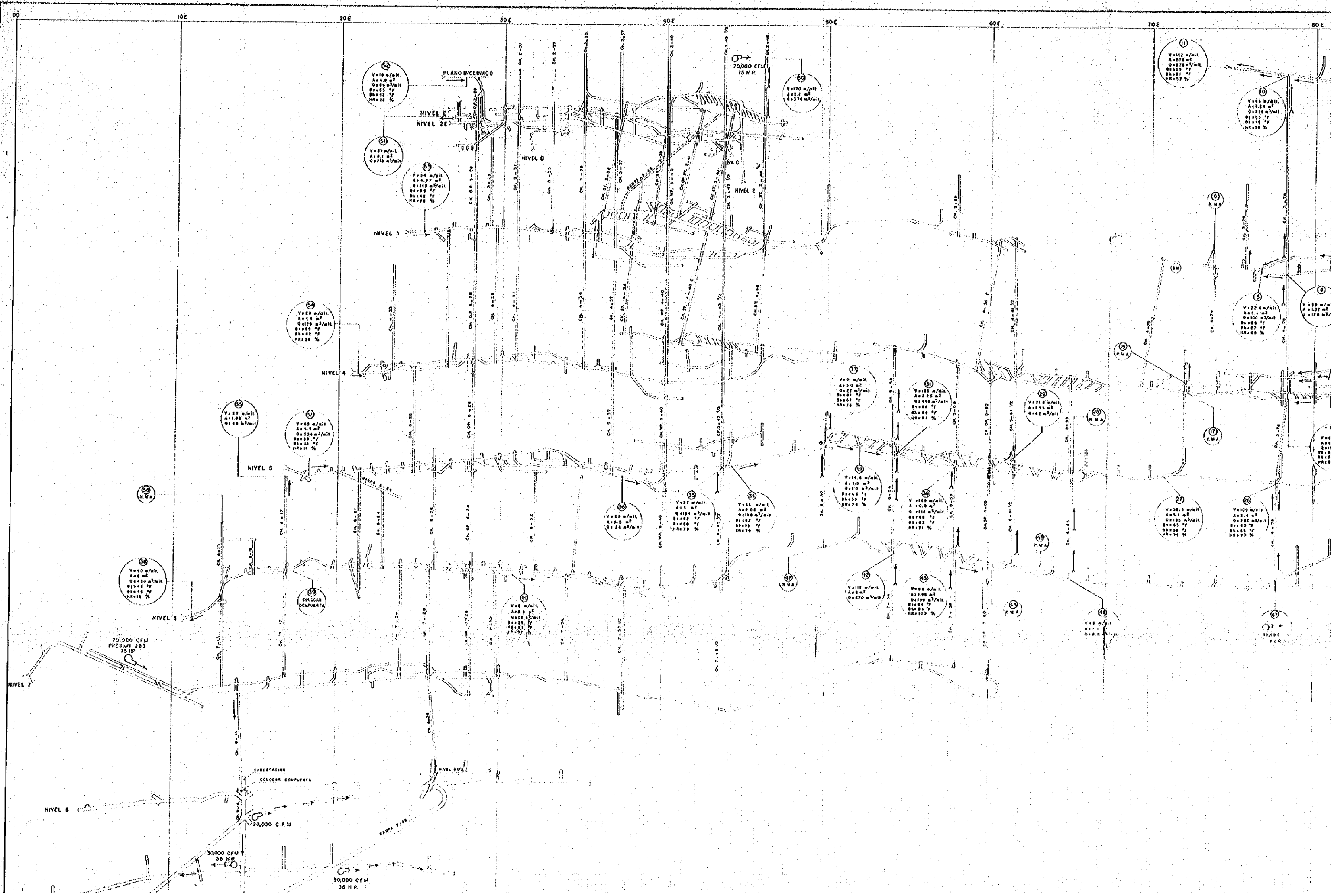

ING. TAKAMASA HOTTA
Director General

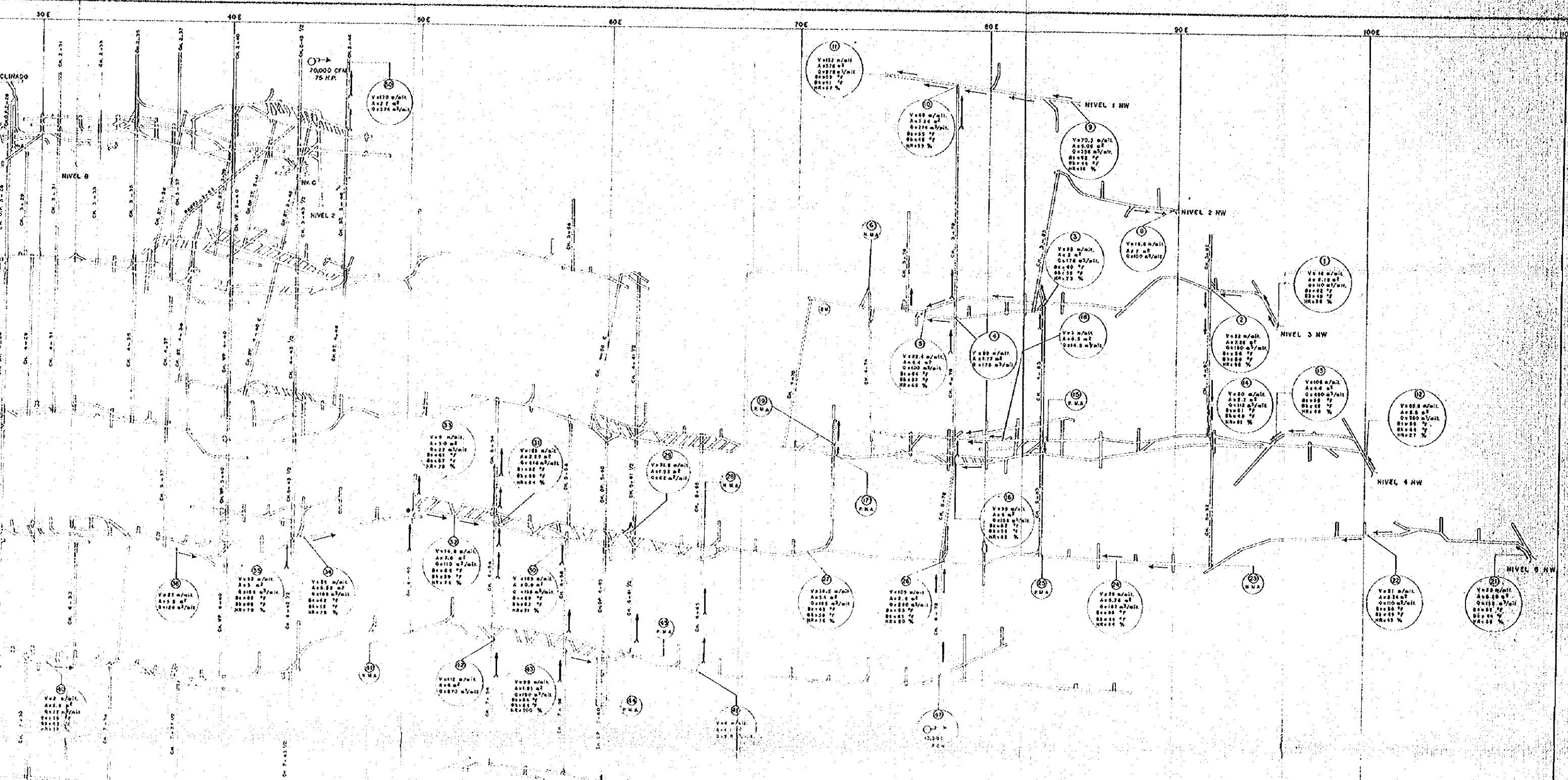

ING. KAZUHIRO CHIMURA
Director


ING. AKIRA NAKAMURA
Director


ING. NAGAYASU TANIGUCHI
Director

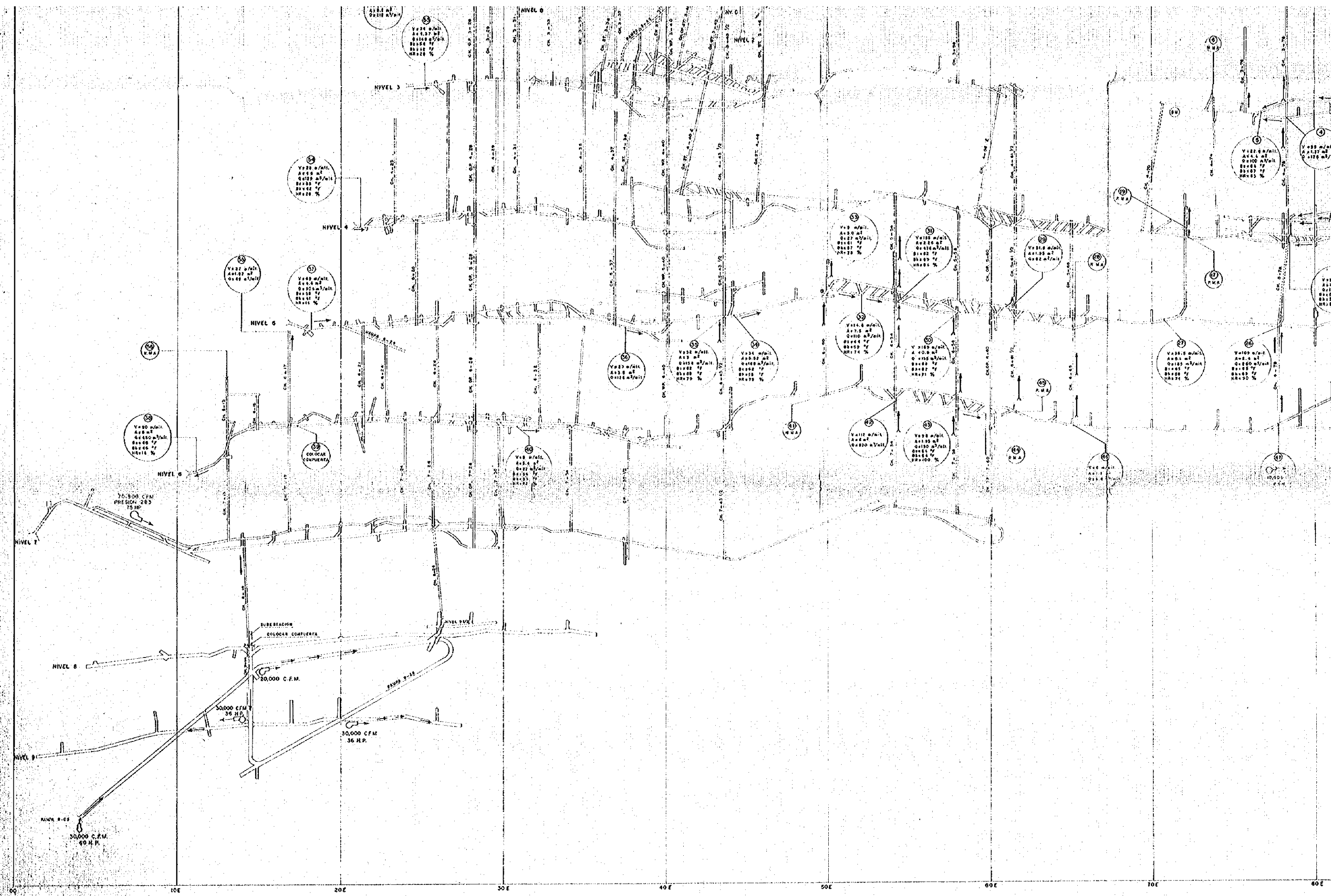

ING. TETSUO KAGIWADA
Director





LEYENDA

ESTACION DE CONTROL DE VENTILACION	
POCO MOVIMIENTO DE AIRE	
NO HAY MOVIMIENTO DE AIRE	
AIRE FRESCO	
AIRE USADO	
VENTILADOR PRINCIPAL	
VENTILADOR AUXILIAR	
MANGAS DE VENTILACION	
TAPON	
PUERTA DE VENTILACION	
CHIMENEA	



76,908 CFM
PRESION 200
75 PSI

ESTACION
COLOCAR COMPUERTA

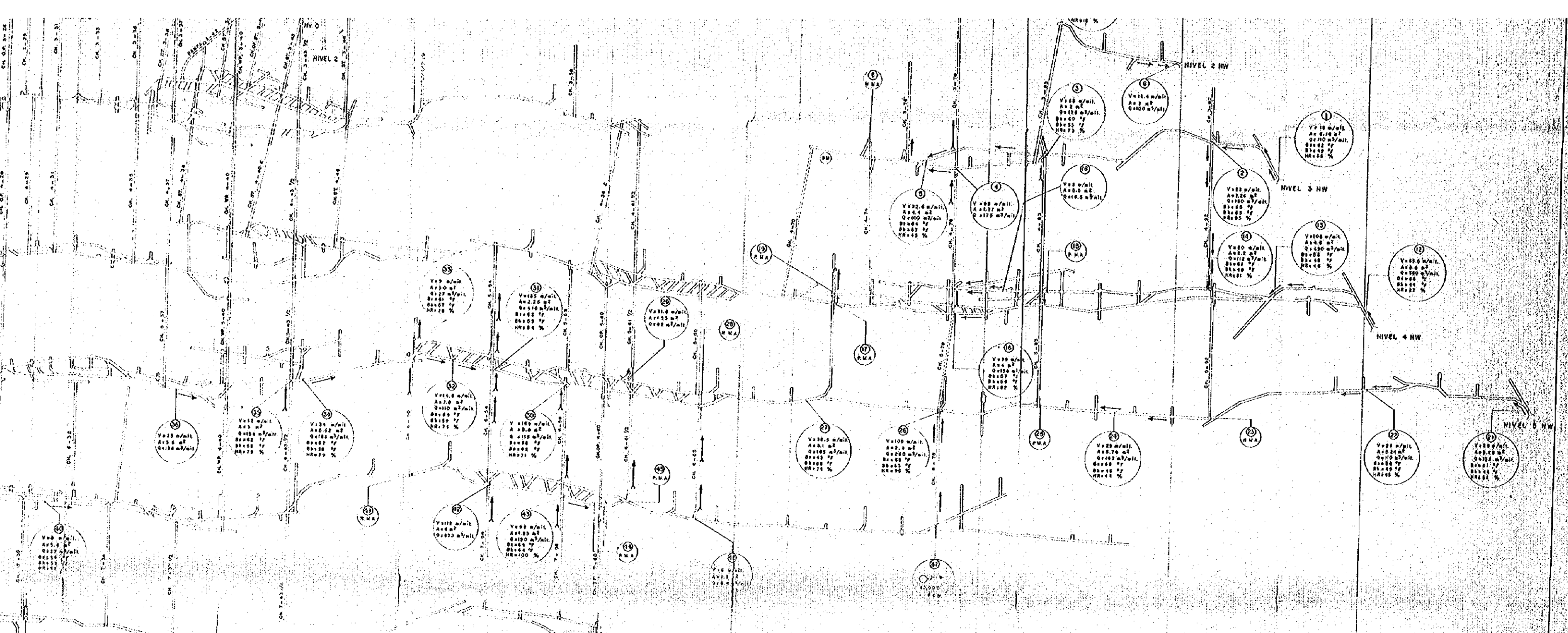
20,000 C.F.M.

30,000 CFM
30 H.P.

30,000 CFM
36 H.P.

MANO B-03
30,000 C.F.M.
60 H.P.

00 10E 20E 30E 40E 50E 60E 70E 80E 90E 100E



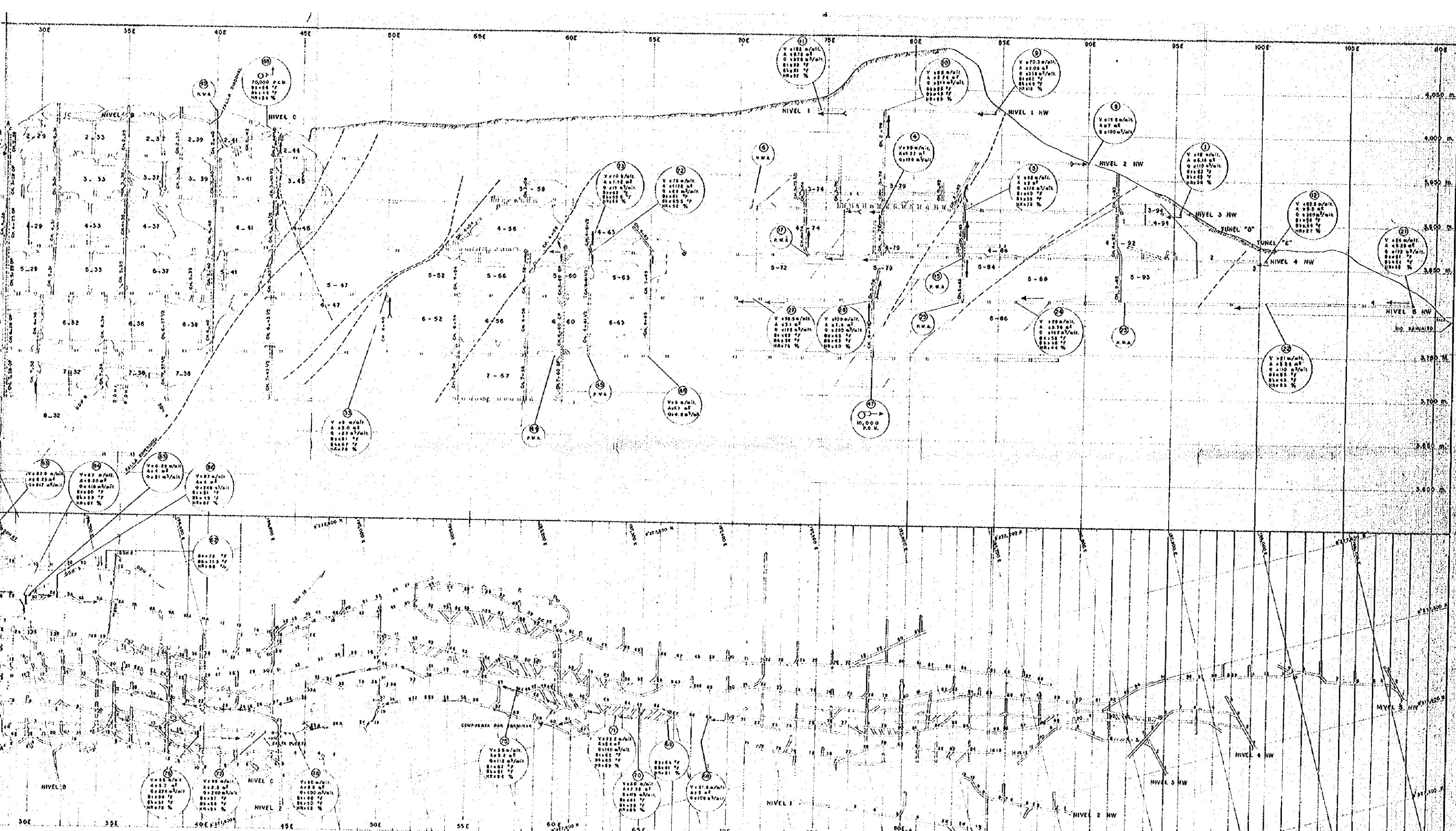
LEYENDA	
ESTACION DE CONTROL DE VENTILACION	
POCO MOVIMIENTO DE AIRE	
NO HAY MOVIMIENTO DE AIRE	
AIRE FRESCO	
AIRE USADO	
VENTILADOR PRINCIPAL	
VENTILADOR AUXILIAR	
MANGAS DE VENTILACION	
TAPON	
PUERTA DE VENTILACION	
CHIMENEA	
PIQUE	

DIBUJADO POR : TEC. TEODOSIO SANCHEZ R.
 DISEÑO Y CALCULO : ING. JAVIER LI ROBLAS
 ING. TOMAS ACERO ROSALES
 TEC. JORGE SANCHEZ A.

FECHA : DIC. 1980
 ESCALA : 1/2000
 PLANO : N° 1

COMISION TECNICA DE SEGURIDAD MINERA
 MEM-JICA-INDEMIST
 CIA. MINERA MADRIGAL
 MINA MADRIGAL
 PLANO DE VENTILACION

302 402 502 602 702 802



DISEÑADO POR: TEC. TEOFILO SANCHEZ R.
 DISEÑO Y CALCULO: ING. JAVIER LI ROBLES
 ING. TOMAS AGUIRRE ROSALES
 TEC. JORGE SANCHEZ A.

FECHA: DIC. 1980
 ESCALA: 1/2000
 PLANO: N. 2

COMISION TECNICA DE SEGURIDAD MINERA
 MEM-JICA-INGEMMET
 CIA. MINERA MADRIGAL
 MINA MADRIGAL
 PLANO DE VENTILACION

マドリガル鉱山

坑内通気、保安、環境汚染調査

日本-ペル-国際技術協力協定

1980年12月 リマ

1. はじめに

調査団は鉱山保安ミッション(JICA)の千村和弘、鍵和田哲男両専門家、動力鉱山省の Ing. Tomás Acero Rosales, インハマトの Ing. Javier Li Robles, Sr. Jorge Sanchez Arenas の5名で構成され、マドリガル鉱山の坑内通気、坑内保安及び坑内外における環境汚染調査を実施した。

調査は1980年度日本-ペル-国際技術協力協定に基づき1980年8月12日から14日に亘り実施したものである。

調査箇所は坑内では Block Central, Block Sahuyta 及び現在トランスミス方式により開発中の Block Cahuisa 下部の3ブロッツについて実施した。

調査内容は通気状況調査を主とし、粉塵、ガス、騒音、温度等の環境調査も同時に行った。

また、坑外においては、鉱山事業活動によって鉱害が発生する恐れのある諸設備及び遊離硫酸(矽肺病の原因となる)を高濃度に含んだ微粒子を風が巻き上げ、隣接地域の汚染原因となっている塵津たい積場について環境調査を実施した。

2. 鉱山の概要

2.1. 位置

マドリガル鉱山はアレキパー県カイヨマ郡マドリガルに在り、アレキパー市の北東標高3,200 ~ 4,000 m に位置する。当鉱山は1972年4月に採業を開始し、爾来探府坑及び鉛、亜鉛、銅鉱物の採掘を行っている。 図3 参照。

2.2. 交通

マドリガル鉱山へは陸路アレキパー市からChirayまで150 km 及びChirayから鉱山まで48 km で到達する。所要時間は6時間である。

3. 地質 *

3.1. 概説

Santa Rosa 鉱床は火山帯中に存存し走向N75°W、傾斜75° NEで紡錘形を呈し延長2,200 m が確認されさらに西へ1,800 m 続く見込みである。

Santa Rosa 鉱床の含有鉱物は石英、黄鉄鉱、黄銅鉱、閃亜鉛鉱、方鉛鉱、方解石、菱マンガン鉱である。

3.2. 地質

現在の開採地域はCahuira谷(東側)とSahuayto谷(西側)で地表には褐鉄鉱を含んだ球状の大露頭が存在する。

Santa Rosa 鉱床のBlock (Central)の一部に第四紀の地層によるV字形侵食帯が存在し、酸化の深さは一般に20 m 前後で場所によってはこれ以上に達するものもある。

鉱化作用はTocaya火山帯中で成されている。

鉱床はCahuira谷とSahuayto谷間で連続しているが中央

部には上記のような露頭はなく褐鉄鉱化の少ない断層が存在するのみで鉱床は現在開発されているレベルよりも更に深部まで達しているものと予想されている。

※ 鉱山技術者会議第15回大会において Ing. P. H. Tumialan, Ing. Francisco Arbiza 両氏が発表した資料による。

3.3 地質構造

鉱床成生区には Maruya, Alpha, Benias, Sigma 等の走向断層 E-W, 傾斜約 7.5° の長い断層が存在する。この地域の鉱床はこれらの断層と同じ E-W 走向で断層方向へずれている。

3.4 埋蔵鉱量

確推合計埋蔵鉱量は 1,800,000 t (T.M.S) で品位は次の通りである。

Cu : 0.73 %
 Pb : 2.10 %
 Zn : 4.60 %
 Ag : 2.10 オンス/t (59.5 g/t)

3.5 人員

箇所	労働者	職員
坑内直轄	689 名	123 名
、請負	411	2
坑外請負	419	2
	910 名	133 名
合計	1043 名	

4. 採掘

採掘区域は次の3地区に分れる

- Block Cahira
- Block Central
- Block Sahuyto

この3地区は Esperanza, Sahuyto 断層によって分けられている。

Cahira 地区は開山以来採掘の中心地域であったが現在は上部(レベル7以上)は鉱量枯渇のため採掘終了に近づき同レベル以下で探鉱の実施と斜坑によるトラックレス採掘の準備を行っている。

採掘された鉱石はバッテリー・ロッドと横開き鉱車によって鉱石を坑まで運ばれる。鉱石を坑は主要抽出坑道であるレベル7まで通じ、このレベルからトrolley-電車とクランビー-鉱車により坑外へ持ち出し、さらに選鉱フロントまでは索道により運搬している。

鉱床内坑道は2本平行に設置され、1本は採掘に、他の1本は通気及び運搬用である。2本の坑道を設置することにより鉱石の抽出は容易となり通気も効果的に流れている。

Central 地区と Sahuyto 地区は同一系統として開発されシリンダー法により採掘されてきた。しかし現在はこの両地区にトラックレス方式を導入すべくレベル4, 5の坑道拡張工事を行っている。

トラックレス方式では EIMCO 製 2.5 yd^3 及び 5 yd^3 のスクープトラム、14t 積み低車体クランプトラム、TAMROCK 製 2ブームジャンボ、掘場では ATLAS COPCO 製 "ジャックレブ" を使用している。

5. 打ち合わせ

調査に先立ち管理室副室長 Ing. Francisco Arbign 氏、保安衛生課長 Ing. Alberto Rodriguez C 氏と会談し、両氏から会社の組織、保安計画、地質状況及び今後の計画等についての説明を受け、さらに調査に対する便宜提供を願った。

調査は2班に分れて実施し、特に会社側の要請もあり、Block Cahuira (斜坑)の通気状況、Block Centralの通気合流点の通気状況、塵滓たまり積場の環境汚染に重点を置き実施した。

6. 使用測定器具

本調査には下記の測定器具を使用した。

- a. 高度計、ストップウォッチ、巻尺
- b. 発煙管
- c. 熱線微風計
- d. ヒューム風速計
- e. 湿度計
- f. COガス分析器
- g. NO_x、NOガス分析器
- h. 騒音計
- i. エロゾルパウレス粉塵計
- j. 各種ガス検知管

7. 必要入気量

上述の如くマドリガル鉱山の Cahuira 地区下部ではトランス採掘法を採用し、穿孔、積込み、抽出にジゼル機械を使用している。

当鉱山が位置する標高におけるヘル-鉱山福祉安全規則に規定された坑内労働者及びジゼル機械に対する必要入気量は、次表に示す通りである。

マドリガル鉱山必要入気量

人及びジゼル機械	数	出力 (HP)	単位必要入気量	計
一斉労働者数 (平均)	180 名		6 $\text{m}^3/\text{分}$	1,080 $\text{m}^3/\text{分}$
スクラップラム 5yd ³	2 台	180	3	1,080
14 th 積込スクラップラム	2	270	3	1,620
シャシボ	1	170	3	510
スクラップラム 2.5yd ³	2	85	3	510
合計				4,800 $\text{m}^3/\text{分}$

上表は一斉入坑人員 (平均) 180 名に対する必要入気量 (標高 4,000 m を考慮) 及びジゼル機械に対する必要入気量を計算したものである。

当鉱山では最低 4,800 $\text{m}^3/\text{分}$ の入気量が必要でありかつ特に斜坑においては風速を 20 $\text{m}/\text{分}$ 以上とするのが望ましい。

8. 調査結果 概要

マドリガル鉱山は Cahuira, Block Central, Sahwayto の 3つの地区に分れており、さらに Cahuira 下部では当鉱山としては特殊なトランス斜坑による開発が着んできている。

各地区はそれぞれ異った掘場形態によって採掘を行っているため個々に特徴を持っており調査も個々の特徴に合わせて実施した。

通気方法は自然通気、機械通気の混成で行なわれているが入気量の大部分は自然通気圧によってレベル 7.5 及び斜坑の各坑口から入り、排気は主にレベル 1.2、斜坑の各坑口及び排気立坑 2-46、2-43 から坑外へ排出される。

排気立坑 2-43 には容量 70,000 $\text{m}^3/\text{分}$ (1982 $\text{m}^3/\text{分}$) の扇風機を備えており採掘切羽への通気には局部扇風機を使用している。

通気は基本的には下部から入り、レベル坑道及び立坑を通過して上部から坑外へ排出される。

調査は各坑口はもとより坑道、立坑、斜坑、採掘切羽の風速測定、騒音、湿度、湿度、粉塵濃度の測定及びシーセル機械使用箇所においては一酸化炭素、窒素酸化物についての調査も実施した。

また坑内環境に関わる地質、鉱物、鉱床構造、採掘法の特徴、扇風機の設置状況についても調査した。

通気評価

坑内各レベル、採掘切羽における風速測定結果及び通気量計算値を表 1 に、通気の総合バランスを表 2 に示した。

表 1 (附図 1 参照)

(西語版参照のこと)

№	箇所	通気速度 %	通気量 %	図面 №	記事
	Sahuayto				
1	坑口 №. 3 NW	18	110	1	主要入気
2	立坑 4-92	22	160	2	入気, 下方へ
80	抽出坑道 №. 7	46	300	81	排気
81	立坑 6-17 地表	55			

表 1 に示した通気測定結果から坑内通気系統中の通気量は大部分のレベルにおいて良好な状態にあると言える。しかし細部においては一部通気の悪い所がある。

末端切羽まで十分な通気を行うためには次に示す様な改善策が有効である。

1. Cahuira, 斜坑, Bloch Central, Sahuayto の各地区を独立した通気網に分け通気抵抗の最も小さいルートを使って入気量を最大に活用する。
2. 通気方向を一定にするため各通気網を形成する坑道、立坑に必要な風門を設置する。
3. 坑道中の通気抵抗となるような障害物を排除し、通気立坑中の据付鉱石等を取除くこと。
4. 少容量、高圧力の扇風機と通気の悪い切羽へ入気を導くためのビニール風管を設置し補助通気網を形成する。

5. 主要坑道には通気測臭を設定し現場及び図面上での管理を正確にすること。

粉塵、ガス、不快温度を抑える最良の方法は通気を良くすることである。

表2に入排気総合バランスを示す。

表2 入排気総合バランス (附図1.2参照)
(西語版参照)

入 気	入気量 m ³ /分	排 気	排気量 m ³ /分
坑口 NV. 3 NW Sahuyto	110	坑口 NV. 2 NW Sahuyto	100
坑口 NV. 3 Shuyto	246	坑口 NV. 2 E	218
坑口 NV. 7	1,530		
斜坑 強制入気	1,200		
入気量 計	4,597	排気量 計	4,597

総入気量は4,597 m³/分で平均入坑労働者数及びベン機械の必要入気量4,800 m³/分に近い値である。

坑内環境

ある粒度の粉塵を含む空気中で長く呼吸すると、例えば珪肺の如き塵肺症にかかる。この塵肺症は粉塵の粒度と濃度に関係する。

塵肺症の重要性に鑑み、坑内及び選鉱フロントの各作業場において、ロエジバランス (KANOMAX) 粉塵計を用いて粉塵測定を実施した。調査結果を表3に示す。

表 3 粉塵濃度

No	箇所・作業種	濃度 mg/m^3
1.	切羽 374 Sabuayto えく岩及び補助 切羽への通路	0.01 ~ 0.02 0.00
2.	坑道 474-N NV.4 Sabuayto 坑道造切箇所のえく岩 及び補助	0.13, 0.15, 0.18
3.	坑道 469 NV.4 Black Central 人道	0.000 ~ 0.012
4.	立坑 565 NV.4 人道立坑	0.06 ~ 0.08
5.	鉱石立坑 60 NV.4 漏斗, 電車運転	1.19 ~ 1.67
6.	立坑 43 1/2 NV.3 人道	0.10
7.	選鉱場 一次破砕機 二次 " 三次 " 摩鉱機	0.00 1.23 ~ 4.01 0.38 ~ 0.56 0.07 ~ 0.21

塵肺症の危険

塵肺症の危険性は労働環境中に存在する粉塵のうち人が呼吸する量に關係する。職業病研究所が制定した許容量は8時間労働に対して $5 \text{ mg}/\text{m}^3$ であり、この基準に従うのが好ましい。

上記の基準及び作業環境から推察すれば青鉱山の坑内

及び選鉱場には塵肺症の危険は無いよりである。

会社は坑内外労働者に防塵用マスクを支給しているがほとんどの場合使用されていない。マスクの着用励行に考慮を要する。

粉塵対策としては坑内では通気量の確保と水の使用、坑外では集塵器の使用と清掃が最良の方法である。

一 酸化炭素

COガス測定はガスの存在しそうな箇所において、発破時間、労働者の入坑時間、ガス蓄積時間等を考慮して測定した。

各所のCOガス濃度は表4の通りである。

表4 COガス濃度

NO	箇所及作業	濃度 PPM	記 事
1	採掘切羽 374 NW. 4	0.00	穿孔及穿孔補助
2	坑道 474-N. NW. 4	0.00	坑道掘切
3	坑道 587 NW. 5	0.00	人道
4	斜坑 20m 地英(坑01)	10.00	連絡斜坑 NW. 8
5	斜坑交差英 8-14 N	3.00	斜坑-NW. 8 交差英
6	斜坑 9	10.00	並入 8-14 付近
7	" 9-15	30.00	ローバ機械稼働中
8	斜坑交差英 9-14	20.00	鍍押坑道 NW. 9
9	坑道 9NW NW. 9	20.00	27-21トム. 9のトコツ稼働中
10	" 469 NW. 4	0.00	通気不良
11	在坑 565 NW. 5	2.00	人道
12	抽出坑道 NW. 7	0.00	排気

PPM = 百万分の一

上表に示した各箇所の一酸化炭素濃度は鉱山福祉安全規則に規定された許容濃度 50 ppm (平均時間 8 時間) を下回っており人体に危険はない。しかし斜坑で測定された 20 ~ 30 ppm の濃度は例え中毒の危険はなくても一日中このような場所で労働すれば不快感を催す原因となる。通気が完全であれば解決する問題である。

窒素酸化物

斜坑においてジゼル機械の排ガスによる NO ガス、NO₂ ガスの測定を行った。同時に斜坑附近の数箇所においてもジゼル機械のえいをよと調べた。結果を表 5 に示す。

表 5 NO、NO₂ 濃度

箇所及作業	濃度 PPM		記 事
	NO	NO ₂	
交差奥 8-14N. NV.8 坑道 8NW NV.8	0.00	0.00	斜坑への連絡坑道 通気なし
交差奥 914 坑道 9NW NV.1	0.08	0.06	NV.9 鉄床への連絡坑道
坑道 469 NV.4 立坑 585 NV.4	10.00	0.00	ス7-7トラムダリカ稼働中
	0.00	0.00	通気不規則 人道

上表に示した測定結果は酸化窒素 25 ppm、二酸化窒素 5 ppm の許容濃度以下であり、坑内にはこれら有毒ガスによる環境汚染はないと言える。

騒音

騒音が大いと考えられる作業場において騒音測定を実施した。測定結果は表 6 に示す。

表 6 騒音測定結果

NO	箇所 及び 作業 場 内	騒音レベル (db)*	
		測定結果	許容レベル**
1.	穿孔及び補助作業 選鉱工場	110	92
2	- 次破砕機	110-114	90
3	二次 "	106	90
4	三次 "	104	90
5	磨鉱機	104-110	90
6	選選工場	100	90
7	工場外	80	90
勸業			
8	工場長室		
	ト了周	84	
	ト了周	73	
9	発電機 700-7 (PAXMA製)	102-106	90
10	インプレッサ	116-118	90
11	配電操作盤	114	90
12	修理工場		
	ト了周	104	92
	ト了周	92	92
13	電動起重機 800kW (GM製)	120-121	90

* 予レベル

** 労働者時間に対する許容音圧レベル

上表から穿孔及び補助作業では許容騒音レベルを越えているのがわかる。

選鉱工場内においては、すべての作業場が許容騒音レベル以上である。動力室では工場長室以外の場所すべてが難聴症の原因となりうる騒音レベルである。

会社は騒音作業場の一部の作業員に対しては耳栓、耳おおいを支給しているが全員には支給していない。特に坑内作業員、選鉱場作業員に対しては全員に支給すべきである。

温湿度条件

坑内外の調査箇所すべてにおいて温度・湿度の測定を行い、次の測定結果を得た。

表 7 温度・湿度

(西語版参照)

No	箇所	温度 (°F)		相対湿度 %	図面番号	測定時刻
		乾球	湿球			
1	坑外、坑口 NV.3	66	50	29	1	9.00
2	坑内、坑口 NV.3	62	49	36	1	9.15
24	坑内、坑口 NV.5	58	41	14	37	11.22
26	坑内、坑口 NV.6	45	45	100	38	14.10
39	坑道 9 SE NV.9	74	67.5	72	67	13.45
52	坑道 732 NV.7	51	49	87	86	9.25
53	抽出坑道 NV.7	53	49.5	78	87	9.45

坑内 53 箇所の測定結果では、温度 $45^{\circ}\text{F} \sim 74^{\circ}\text{F}$ ($8^{\circ}\text{C} \sim 23^{\circ}\text{C}$)、湿度 $14\% \sim 100\%$ の範囲で変動している。一日の入気温度が $58^{\circ}\text{F} \sim 68^{\circ}\text{F}$ ($14^{\circ}\text{C} \sim 20^{\circ}\text{C}$) で坑内外の温度差が少ないことから坑内で働く作業員が呼吸器疾患を起すような急激な温度変化は無いと思われる。

一亦、坑内外の温度差が少いことは自然通気圧も小さく通気にとっては不利で、坑口によっては通気方向が逆転する原因にもなり、かつまた一定時間は通気のない状態が起りえると考えられる。

一般保安状況

マドリカル鉱山には保安訓練課があり、その主な業務は災害防止と職業病の予防、労働者教育として設備、機械、物資の管理である。これらの業務については病院、生活輔導課と密接な連携のもとに行なわれている。

保安訓練課は事務所が狭く、人員も不足で業務遂行のための設備器具も不足である。会議室、更衣室もなく、労働者数に見合った衛生設備も備わっていない。

環境汚染測定用の機器具、救急用品、事故回復用機械の備付けも必要である。

坑内、選鉱場、動力室、たい積場の調査で気付いた保安上の欠陥については、そのコメントを後述する。

災害統計

1980年1月～12月の災害の頻度率、強度率を次表に示す。

表 8 1980年度災害率

次ページ

月	頻度率	強度率
1月	78.93	913.34
2月	62.16	836.36
3月	66.28	984.02
4月	49.46	219.81
5月	32.19	203.86
6月	73.50	467.23
7月	41.66	390.54
8月	74.14	561.38
9月	49.07	3582.2
10月	60.65	31,295.49
11月	48.88	1,059.09

(頻度率: $\frac{\text{発災者数}}{\text{稼働時間}} \times 1,000,000$; 強度率: $\frac{\text{損失日数}}{\text{稼働時間}} \times 1,000,000$)

上表のデータによると1980年度の災害頻度率は32.19から78.93までの間で激しく変動していることがわかる。これは安全衛生計画に対する保安管理面が労働者の保安意識を高めるまでには至っていないことを指摘している。

保安調査報告書の指摘のように、災害頻度率を30以下に抑えることは可能である。

これには保安に関するミーティング等労働者の保安意識の高揚によって災害予防計画を拡充することが必要である。

一方、保安監督者の技量をアップしてみることも必要であるし、さらに監督者及び労働者全体からの指摘による不安全箇所改善、不安全行動の自衛が必要である。

強度率については年始に比べ年末の3ヶ月が明らかに上昇していることがわかる。結論は保安に関しては、よりいっそう厳しい態度で臨まなければならないということである。

選鉱場

選鉱場の建家は、柱がH鋼、壁はコンクリート及びスレート、梁及び棧は鉄製、天井はスレート張り、床がコンクリート敷きの近代的な建物である。

選鉱場は坑内からの資料分析室及び冶金実験室も備えている。

坑内からの鉱石は索道によって選鉱場へ運ばれる。索道は800kg積みバケット21ヶを有し、50切の運搬能力がある。全長2000m、曳索の直径は $\frac{7}{8}$ インチ、索条の直径は $\frac{1}{2}$ インチである。支柱は鉄製、基礎はコンクリート製である。鉱石は450t鉱舎2塔に貯鉱される。

鉱石はまず16×4インチ、能力125t/hの一次ジョークラッシャー、続いて4×4インチの二次クラッシャー、次に1× $\frac{1}{4}$ インチの三次クラッシャーを経て1200t粉鉱を倉へ送られる。破砕機、摩鉱機のすべてに環境汚染の原因となる粉塵を処理するための集塵機を備え付けるべきである。

粉鉱は30×32のロッドミル、200×222のボールミルへ送られる。続いてサイクロンによりバルク浮選の条件に合ったオーバーフロー2系列によるバルク浮選用条件槽からバルク浮選機、クリーナーを経て次の分離回路で重炭酸ソーダにより銅精鉱が浮かされ、鉛精鉱は沈鉱として分離される。亜鉛はバルク精鉱では硫酸亜鉛を抽出し、その後硫酸銅による浮選化と水回収される。

最終的に次の三種の精鉱が得られる。

処理鉱量

原鉱処理量		31,000 t/月
原鉱品位	Cu	0.86 %
	Pb	2.00 %
	Zn	4.62 %

銅精鉱

生産量	639 t/月	品位 30 %
金属量	192 t/月	
採収率	72 %	
選鉱比	48.5	

鉛精鉱

生産量	732 t/月	品位 69.5 %
金属量	509 t/月	
採収率	82 %	
選鉱比	42.4	

亜鉛精鉱

生産量	2,099 t/月	品位 58 %
金属量	1,218 t/月	
採収率	85 %	
選鉱比	14.8	

保安状況

階段、緩り通路、バルコニーには鉄製の手摺りが取り付けられ、その管理状態も良く墜落事故の防止は完全である。

照明については自然採光、人工照明共良好である。機器具の保安設備も機器具に応じた適切なものである。試薬の取扱、保管は企業安全衛生規程に準じて行なわれている。

廃滓たい積場

寺鉾山は現在、使用中のもの2箇所、準備中のもの1箇所の計3箇のたい積場を持っている。

NO1 たい積場	215,000 m ²	322,500 t (T.M.S)
NO2 "	1,043,000 m ²	1,565,540 t "
NO3 "	900,000 m ²	1,350,900 t "

たい積場は1984年10月までの容量を有している。

尾鉾品位 Zn 0.5%, Pb 0.2%, Cu 0.1% の廃滓 (27,700 t/月) は、ゆるい勾配で布設された 8 吋鉄管及び末端の 6 吋プラスチック管によって、たい積場へ輸送される。

たい積場に積まれた砂が近隣の土地主に新しい社宅附近の汚染源となっており、特に午後になると風の作用によって珪酸粉の微粒子が周囲に飛散している。

たい積場の表面は砂によって形状が常に変化していることが容易にわかる。又このたい積場は、より健全な底設暗渠、場内排水路等必要な設備を備えていない。つまり単に廃滓を積み上げた旧式のたい積場と云える。

現在、粉塵飛散抑制のためクヌクリンナーによって、たい積場の一部に散水を行っているが、問題の解決にはなっていない。

この問題解決に役立ついくつかの改善案を後章でリコメンドする。

結 論

1. 坑内通気評価に示した如く、マトリカル鉱山の坑内通気はペル-鉱山福祉安全規則に規定されている必要値を満足していない。特に斜坑においては通気速度を上げ、ローセル運搬機からの排ガスを速やかに排除するために必要な通気量を確保しなければならない。
2. 必要入気量 $4800 \text{ m}^3/\text{分}$ に対し、計測入気量は $4597 \text{ m}^3/\text{分}$ である。従って必要量を確保するための通気対策を施す必要がある。
3. 坑内周路に伴い、マトリカル鉱山の坑内は Cahira, Block Central, Sahwayto, Cahira 下部斜坑に大別される。このうち Cahira 地区は短期間のうちに鉱量枯渇が予想されるので、他のブロックについて少なくとも2つの独立した通気網を分割して通気管理を容易にすると共に扇風機の能力を最大に活用することが望ましい。
4. 坑内労働者は一酸化炭素、窒素酸化物等の有害ガス及び粉塵による環境汚染には曝露されていないことが確認された。ただし斜坑においてはローセルエンジルからの排気中の窒素酸化物とすすにより若干ではあるが眼に刺激があり、わずかな頭痛と不快感が感じられる。
粉塵、ガスについては許容濃度以下である。
5. 温度、湿度に関しては坑内労働者は快適な環境条件下で働いていると言える。
6. 坑内、選鉱場、動力室の騒音測定の結果、聴覚傷害を起す恐れのある取場があることがわかった。一方これらの取場の大半の作業者は保護具を着用して耳を保護している。

7. 坑内外共、作業場の保安状況は良好である。しかしながら1980年度の災害統計資料によると平均頻度率57.90、強度率36830で災害率が高く、保安対策が不十分なことを表わしている。

8. 当鉱山の安全衛生計画にはベル-鉱山福祉安全規則にそった岩杖の所有並にこれら岩杖の使用計画がありほぼ完全である。しかし事務所及び付属施設が不足しているため計画は十分に実行されていない。

9. 鹿津たい積場では風により硫酸を含んだ砂が飛散し、周囲特に新しい社宅附近を汚染する原因となっている。

10. 現在実施しているスプリローによるかん止堤への散水方法は、かん止堤の水分が増し、斜面の安定性を欠く原因となるので適切な方法ではなく、また効果も少ない。

リコメンド

1. ベル 4、5、ベル 3NW、4NW、5NW の各坑口では坑内外の温度差によっては通気方向が逆転しているのが観察された。扇風機の設置により通気方向を一定にする必要がある。

2. 入気量の不足は下記の様な改善により解決できる。

2.1. 坑内の通気抵抗を減らす(屈曲坑道を減らすなど)

2.2. 扇風機の使用により車風を防止し通気方向を下から上への一定方向とする。

2.3. 旧切羽、使用していない直坑を閉鎖し、坑道、人道その他通気の通る場所の清掃を行う。

3. 効率の良い通気容易で確実な管理を実現するためには、マドリカル鉱山の坑内通気システムを斜坑区及びBlock

Central-Sahuayto 区の 2つの通気網に分離する必要がある。通気方向は E から NW へ、下から上へ向けるのが効率的である。

4. 斜坑の通気回路は効率アップの目的と車風の防止のため修正すべきである。斜坑と通気立坑によって Cahira 地区へ連絡し、更により短い経路によって地表へ排出する。Block Central 区とは密閉又は可動式の通気戸によって隔離し通気圧の損失をとける。

5. Block Central-Sahuayto 系統はレベル 4, 5 を自然通気により、又レベル 6 をあらかじめ上部レベルと連絡しておく主扇 (70,000 fpm) の補助により排気を坑外へ送り出す。レベル 3NW, 4NW, 5NW からの入気は立坑 72, 83, 78 によって排出する。

現在設置してある立坑 43 1/2 の扇風機は取り外し立坑を密閉する。代わりに立坑 78 の地表に新たに 70,000 fpm の扇風機を設置する。

6. 盲坑道、循環路のない掘場、滾隔地にある切羽には容量 10,000 fpm, 20 HP 程度の局扇と 18~24 寸の風管を設置して通気補助を行うこと。

7. 上記の補助通気システムで使用する風管はできるだけ直線的に取付け、絞りや曲線をとけること (切羽 465)。引立てからの距離は 15m 程度が良い。

8. 使用していない盲坑道は閉鎖するか、有害ガスに対する保安警標を掲げること。

9. 肉閉型通気戸は人間の不注意によってその機能を十分に果たさ

いことが多い。改善案として図1に示すような右コンベヤベルトを利用した極めて経済的な通気戸を紹介する。

10. 通気立坑に扇風機を設置するに当っては効率を良くするために次のことを考慮すべきである。

- 扇風機はコンクリート基礎により方向を正確にして固定する。
- 風道曲線部は図2のように圧力損失を防ぐために金属製の肘型によって作りこむ。
- 風管接続部は確実に連結し漏風、圧力損失を防止すること。

11. 坑内通気をより良い状態に維持するためには、明確な通気測定を現場に設置すると共に図面上での管理も厳しくする必要があります。同様扇風機にはそれぞれの仕様銘板を取付け、性能、特徴を明らかにしておくこと。

12. 坑外の立坑口には墜落防止用の柵をすべきである。

この柵は排気の抵抗とならぬよう金網あるいは鉄格子等で施工すること。

13. 坑道、立坑人道、排水溝など通気路となるすべての箇所での整理、整頓、清掃は通気抵抗を減らすためには極めて大切なことであるから実施すること。

14. NV.1-Sahwayto 坑口を密閉し、立坑2-78を延長して地表まで貫通させる。これによって排気の吸い出し力が増加する。

15. NV.5~NV.4間の通気循環を良くするため立坑を増設すること。

16. 通気方向を変えるため、N.V.6 坑道の測臭器に風向きを設置すること。

17. ジーセルエンジン機械を坑内へ入れる場合は排ガス用フィルター又は浄化装置を装着し、坑道補修作業などはスフーフトラム等ジーセル運搬機が稼働していない時に行うべきである。

18. 許容レベル以上の騒音にさらされる坑内作業員には、聴覚障害防止用ワセリ入り耳栓を支給すること。
動力室、選鉱場等の坑外作業員は、おおむね保護具を着用している。

19. 斜坑で採用している直列式通気回路は設計し直すか別の方式に換える必要がある。
調査・測定の結果から扇風機間の距離は350m以下に短縮すべきである。

20. N.V.7 抽出坑道の入口に適当な风量計を設置し、风量を調節することにより排気の車風を防止すること。

保安一般

21. N.V.6 の坑道で側壁・天盤をコンクリートで巻く必要がある箇所がある。早急に補修すべきである。

22. 鉱石投入口には、間隔25cm以下でレールグリッドを投入し、墜落防止を施すこと。

23. 設備(特に坑内)には保安標式を取付けること。

24. 変圧器には人の立入ができないように柵及び施錠すること。

25. 火薬庫は施錠し、ファンにより換気すること。

26. 火薬の準備を行う者及び発破実行者には木製の穴明け棒を持たせること。

27. グリスリーマンには防塵マスク、防塵メガネを着用させること。

28. 災害率を減らすためには、話し合い、映画、現場指導、お互いの取場交換巡視などを通して作業者の保安意識を高めることが効果的である。

29. 保安課の機能を十分に果たすためには、シャワー、更衣室、喫茶室、休憩室、会議室、読書室などの衛生サービスセンターと適切な場所に建設すること、更に保安課スタッフや事務員専用の仕事室が必要である。

たい積場

塵埃たい積場は、最初の建設時に適切な技術を導入せずに作ったために、現実に改良しなければならない欠陥がいくつか出て来ている。風的作用によって附近の地域を汚染している粉塵を抑制するための実施可能なリコメンドを次に示すのでこれを参考に改良すべきである。

リコメンド

30.1 塵埃たい積場建設基準に従って、特に排水及び雨水の漏水防止に十分な注意を払ったかん止堤を建設すること。

30.2 塵埃積上げに際しては、かん止堤を起築として、あらかじめ粒度選別した荒い砂を外側にし、附囲外にすいた

勾配に従ってたい積すること。堤体水平部には肥沃な土を入れ、気候の変化に対して強く活着率の高い植物を植えること。

30.3 かん止堤法面は道路建設と同様に展圧により固めなければならぬ。また、堤体の砂は水分を含ると沁りを起す原因となるので堤体への散水は中止すること。

30.4 堤体からの砂の飛散防止方法の一つにバラス(直径 2cm ~ 0.5cm)を被せる方法がある。使用するバラスは重い程風の強いところを受けず効果的である。

30.5 他の方法として附図4の如くセメント又はアスファルトを使って堤体水平部及び法面を固める方法がある。降雨による法面の侵食を防ぐために堤体水平部に逆傾斜(3° 程度)を持たせて各々の法面からの雨水を集水し、場外排水路を通りて排水させること。

以上

