

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA
Y METALURGICA



INCREMENTO DE PRODUCCION DE LA UNIDAD
MINERA UCHUCCHACUA - BUENAVENTURA

Informe de Ingeniería

PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE
INGENIERO DE MINAS

Daniel Italo Briones Alvarez

PROMOCION 84-II

LIMA-PERU

1 994

DEDICATORIA

A la memoria de mi querido padre S.Italo Briones V. quien supo inculcar buenos principios que norman mi vida, a mi madre Clara, a mi querida esposa Julia, quienes en todo momento me apoyaron para la conclusión de este trabajo.

AGRADECIMIENTO

Sería injusto hacer una relación de aquellas personas que elaboraron conmigo para la realización del presente trabajo, porque podría obviar algún nombre, pero vaya con los presentes líneas mi agradecimiento, eterno para todos aquellos que con sus conocimientos, consejos y orientación para han hecho una mayor estructuración y empaginación del presente trabajo.

INDICE

AMPLIACION DE PRODUCCION DE LA UNIDAD UCHUCCHACUA - BUENAVENTURA

DEDICATORIA

AGRADECIMIENTO

INTRODUCCION

CAPITULO I

ASPECTOS GENERALES

1. UBICACION
2. ACCESO
3. RECURSOS HUMANOS

CAPITULO II

GEOLOGIA GENERAL

2. ESTRATIGRAFIA Y PETROGRAFIA
 - 2.1 ROCAS SEDIMENTARIAS
 - 2.1.1 FORMACION GOYARRISQUIZGA
 - 2.1.2 FORMACION OYON
 - 2.1.3 FORMACION CHIMU

- 2.1.4 FORMACION SANTA
- 2.1.5 FORMACION CARHUAZ
- 2.1.6 FORMACION PARIAHUANCA
- 2.1.7 FORMACION CHULEC
- 2.1.8 FORMACION PARIATAMBO
- 2.1.9 FORMACION JUMASHA
- 2.1.10 FORMACION CASAFALLA

2.2 ROCAS VOLCANICAS

2.3 ROCAS INTRUSIVAS

3. GEOLOGIA ESTRUCTURAL

GENERALIDADES

3.1 ESTRUCTURAS

3.1.1 PLIEGUES

3.1.2 SOBRE ESCURRIMIENTOS

3.1.3 FALLAS

3.1.4 VETAS

3.1.5 CUERPOS DE REEMPLAZAMIENTO

4. GEOLOGIA ECONOMICA

GENERALIDADES

4.1 MINERALIZACION

4.2 TIPOS DE DEPOSITOS

4.2.1 VETAS

4.2.2 CUERPOS DE REEMPLAZAMIENTOS

4.3 PARAGENESIS

4.3.1 VETAS

4.3.2 CUERPOS DE REEMPLAZAMIENTOS

4.4 ZONEAMIENTOS

4.4.1 VETA LUZ

4.4.2 VETA ROSA

4.4.3 CUERPO ROSA NORTE

5. TIPO DE DEPOSITO

6. CONTROLES DE MINERALIZACION

6.1 ESTRUCTURAL

6.2 LITOLOGICO

6.3 MINERALOGICO

7. ALTERACIONES HIDRO TERMALES

7.1 CALCITACION

7.2 GRANITIZACION

7.3 SILICIFICACION

8. RESERVAS DURANTE EL AÑO 1993

CAPITULO III

UTILIZACION DE LOS RELAVES DE LA PLANTA CONCENTRADORA PARA EL RELLENO HIDRAULICO

3. GENERALIDADES

3.1 CONDICIONES Y APLICABILIDAD DEL RELAVE

3.1.1 COMPOSICION MINEROLOGICA APROXIMADA DE LOS
SOLIDOS

3.1.2 ASPECTOS CUALITATIVO DEL RELLENO

3.1.3 ASPECTO CUANTITATIVO DEL RELLENO

3.2 FLUJO DE RELLENO HIDRAULICO A LA MISMA

3.2.1 UBICACION DE LA PLANTA DE RELLENO HIDRAULICO

3.2.2 EQUIPOS PARA LA PLANTA DE RELLENO HIDRAULICO

3.3 OPERACION DE RELLENO HIDRAULICO

3.3.1 CUADRILLA DE RELLENO HIDRAULICO

3.3.2 ACONDICIONAMIENTO DE UN TAJEO PARA R.H.

3.3.3 RELLENO DEL TAJEO CON R.H.

3.3.4 CONTROLES Y SUPERVISION EN R.H.

CAPITULO IV

AUMENTO DE CAPACIDAD DE LOS BOLSILLOS DEL PIQUE DE IZAJE 066

GENERALIDADES

4. AMPLIACION DE LOS BOLSILLOS ACTUALES

4.1 LEVANTAMIENTO TOPOGRAFICO DEL PIQUE 066

4.2 DISEÑO DEL PROYECTO

4.3 PERFORACION VERTICAL SOBRE LA ESTRUCTURA DEL FOQUE

4.4 ARMADO DE CUADROS

4.5 COLOCACION DE VIGAS TRANSVERSALES Y VERTICALES

4.6 SUJECION DEL CASTILLO DEL PIQUE CON PERNOS PASANTES

4.7 COLOCACION DE VIGAS TRANSVERSALES QUE PROTEGEREN AL CASTILLO DEL PIQUE.

4.8 SOLDADO DE IELES SOBRE LAS VIGAS TRANSVERSALES

4.9 ARMADO DEL TABIQUE CENTRAL

4.10 DESQUINCHE DEL NUEVO BOLSILLO DE ACUERDO A LA CAPACIDAD DISEÑADA.

4.11 ARMADO DEL CUADRO SALIENTE PARA LAS FLANCHAS DE VOLTEO.

4.12 COLOCACION DE FLANCHAS DE VOLTEO

4.13 FIJACION DE COTAS EN LOS NUEVOS CUADROS.

4.14 TRASLADO DE POLEAS Y CABLES DEL WINCHE.

4.15 CRONOGRAMA DE ACTIVIDADES

5. CRUCERO DE ACCESO HACIA EL BOLSILLO AUXILIAR.
 - 5.1 LEVANTAMIENTO TOPOGRAFICO DE LA ESTACION DEL WINCHE
 - 5.2 DISEÑO DEL CRUCERO DEL ACCESO
 - 5.3 COLOCACION DEL CAMBIO DE DOBLE VIA
 - 5.4 CAMBIO DE RIELES DE 30 LB/YD.
 - 5.5 INICIACION DEL DESQUINCHE DEL CRUCERO ACTUAL
 - 5.6 INICIO DE LA PERFORACION Y VOLADURA DEL FRENTE
 - 5.7 ENCOFRADO DE LAS CAJAS DEBAJO DE LA T.V. BOLSILLO
AUXILIAR
 - 5.8 CRONOGRAMA DE ACTIVIDADES

6. INCLINADO DIRIGIDO A LA NUEVA CAMARA DE VOLTEO
 - 6.1 ARMADO DE CUADROS EN TODA LA LONGITUD DEL INCLINADO.
 - 6.2 ENTABLADO DE LOS CUADROS
 - 6.3 ARMADO DE UNA TOLVA
 - 6.4 PROTECCION DEL WINCHE CON UNA CORTINA
 - 6.5 SUJECCION DE TODOS LOS CUADROS CON CABLE
 - 6.6 INICIO DE LA PERFORACION - VOLADURA DEL NUEVO INCLINADO
 - 6.7 COLOCACION DE PERNOS DE ANCLAJE
 - 6.8 ENCOFRADO DEL CUADRO EN LA ZONA DE COMUNICACION
 - 6.9 CRONOGRAMA

7. BOLSILLO AUXILIAR
 - 7.1 LEVANTAMIENTO TOPOGRAFICO
 - 7.2 INICIO DE PERFORACION-VOLADURA

- 7.3 ARMAZON DE LA TOLVA
 - 7.4 ARMADO DE UN MURO DE CONCRETO EN LA COMUNICACION CON EL ANTIGUO INCLINADO
 - 7.5 COMUNICACION DEL BOLSILLO AUXILIAR
 - 7.6 COLOCACION DEL CUADRO SALIENTE
 - 7.7 COLOCACION DE LAS PLANCHAS DE VOLTEO
 - 7.8 CRONOGRAMA DE ACTIVIDADES
8. PROLONGACION DE LA RAMPA FERNANDO (1760)
- 8.1 LEVANTAMIENTO TOPOGRAFICO
 - 8.2 ACONDICIONAMIENTO PARA LA ZONA DE CARGUIO
 - 8.3 DESQUINCHE DEL ULTIMO TRAMO DE LA RAMPA
 - 8.4 INCIO DE LA PERFORACION Y VOLADURA EN EL TRAMO AF
 - 8.5 PREPARACION DE LA CABINA DE CARGUIO
 - 8.6 PERFORACION - VOLADURA A PARTIR DE LA CABINA HACIA EL Cx 051 - NV 4360
 - 8.7 COLOCACION DE LA TOLVA NEUMATICA EN EL BOLSILLO DEL MINERAL
 - 8.8 ARMADO DEL SISTEMA DE VOLTEO SOBRE EL BOLSILLO DE MINERAL
 - 8.9 PERFORACION - VOLADURA PARA LA CAMARA DE BOMBEO
 - 8.10 ENCOFRADO DE LA CAMARA DE BOMBEO
 - 8.11 COLOCACION DE LAS BOMBAS
 - 8.12 CRONOGRAMA DE ACTIVIDADES
9. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES
10. BIBLIOGRAFIA

INTRODUCCION

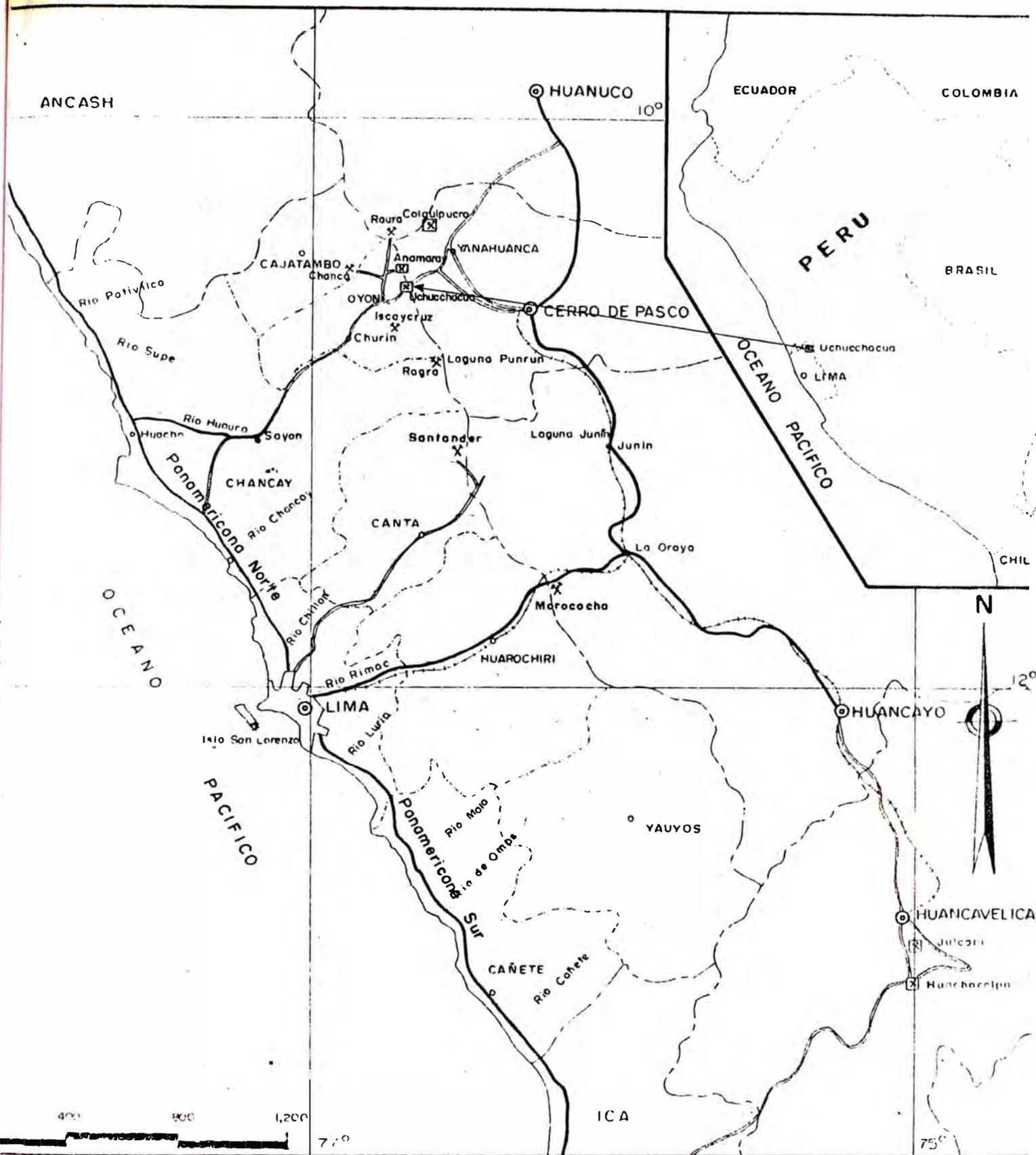
El momento actual exige a la minería mayor productividad: para competir en el mercado interno sobre todo en el mercado internacional, donde cada día las exigencias son mayores para colocar nuestros productos: esto significa que el productor tiene que realizar un minado cada vez más selectivo, una continua desminución de los costos de producción y un aumento cada vez mayor de la producción.

La unidad productiva Uchucchacua de la CIA de Minas Buenaventura, no ajena a esta realidad a visto por conveniente incrementar su producción de 1,000 TCS a 1250 TCS en un plazo inmediato y aun mediano plazo llegar a producir los 1.500 TCS.

Para lograr estas metas, se ha mecanizado la mina con una renovación y en otras en una adquisición de equipos del tipo LHD (SCOOFS), de diferente capacidad, de equipo de perforación (llamense los Upper drill , long hole drill Wagon).

Merce mayor énfasis 4 cambios sustanciales que se han realizado, y uno de ellos en proceso de realización para lograr el aumento de la producción. Uno de ellos es el cambio del uso de relleno convencional (detritico) a relleno hidraulico; elsegundo es el aumento de la capacidad de los bolcillos del pique de isaje 066, el tercero es la prolongación de la rampa Fernando desde el NV 4160 hasta NV 4320 en su primera etapa y finalmente se están llevando a cavo los trabajos para la realización de un Master Chaft desde el Nv - 4,450 hasta el 4.320.

En el presente trabajo nos referiremos a cada uno de ellos; pero los desarrollaremos con todos los detalles del caso a los trabajos realizados para lograr el aumento de la capacidad de los bolcillos del pique de izaje 066.



MAPA	Ing. J. Rodríguez	R.
REDUCCION	Ing. J. Rodríguez	R.
PROYECTO	Ing. S. Betancourt	R.
ELABORADO	M. Santos	H.

ESCALA
1/2'000,000
FECHA
Enero - 1,992

CIA. DE MINAS BUENAVENTURA S.A.
Unidad Uchucchacua

LEYENDA	
⊗	Minas
—	Calletera Enmendada
- - -	Calletera Afirmada
⊠	Ferrocarril

PLANO DE UBICACION

LAMINA
II - I

CAPITULO I

ASPECTOS GENERALES

1. UBICACION

Las minas de uchuchacua se encuentra a 180 km en línea recta al Nor-Este de Lima y a 28 Kms por carretera del pueblo de Oyón, en la provincia de Cajtambo del Departamento de Lima (ver fig. N°1)

2.- ACCESO

Para llegar a la mina se hace el siguiente recorrido :

Lima - Rio Seco (Km 103 - Panamericana Norte)	103 Kms
Rio seco - Sayán (parcialmente asfaltada)	55 Kms
Sayán - Churín (parcialmente asfaltada)	62 Kms
Churín - Oyón (afirmada)	
Oyón - Uchuchacua (apirmada)	28 Kms
Total	283 Kms

3.- RESEÑA HISTORICA

La minería en la región se remonta a la época de la colonia, observándose vestigios de ellos en las minas de casualidad plomopampa, Huantajalla, etc. Los trabajos reciente dan cuenta de reactivación de las mina antes mencionadas, estos trabajos fueron ejecutados por pequeños mineros posteriormente (1960), la cia de minas Buenaventura, inició trabajos de prospección- exploración, abriendo zonas nuevas en las minas, carmen y socorro, en

resultado. positivo.

Debido a la complejidad de los minerales de uchucchacua, la planta concentradora piloto y la planta a nivel industrial fueron optimizando su recuperación en forma paulatina, llegando a la fecha encima de 80%. Finalmente se ha resuelto el problema del alto contenido de manganeso en los concentrados mediante una planta de lixiviación.

4. RECURSOS HUMANOS

El personal obrero que laboró en la unidad minera el 50% proviene de las provincias de Oyón, Yanahuanca, Daniel Alcides Carrión y al 10% del resto del país. En cuanto se refiere el personal empleado y ejecutivo proviene de diferentes zonas del país.

ERA	SIST.	SERIE	PISO	MILL. AÑOS	LITOLOGIA	POTENCIA MTS.	FORMACION	CARACTERISTICAS			
CENOZOICO	CUATERN	NEOGENO	PLIOCENO	1		500	CALIPUY (VOLCANICOS UCHUCCHACUA)	DEPOSITOS ALUVIALES Y MORRENICOS			
			MIOCENO					PIROCLASTICOS - DERRAMES ANDESITICOS - INTRUSIVOS PORFIDO-DACITICOS (1) Y RIOLITICOS (2)			
	TERCIARIO	PALEOGENO	OLIGOCENO	30		1,000	CASAPALCA	LUTITAS, ARENISCAS Y CONGLOMERADOS			
			EOCENO								
			PALEOCENO								
			SENOCIANO								
		SUPERIOR	DORDONIANO	69		120	CELENDIN SUPERIOR	LUTITAS Y MARGAS			
			CAMPANIANO				CELENDIN INFERIOR	CALIZAS MARGOSAS LUTITAS CALCAREAS			
			SANTONIANO				80	405	JUMASHA SUPERIOR	CALIZAS AFANITICAS	
			CONIACIANO						485	JUMASHA MEDIO	CALIZAS GRISES ALTERNADAS CON CALIZAS NODULOSAS.
			TURONIANO							570	JUMASHA INFERIOR
									CENOMANIANO		86
	ALBIANO	200	CHULEC	MARGAS, LUTITA, CALIZA							
	APTIANO	50	PARIAHUANCA	CALIZAS MASIVAS							
	INFERIOR	95	50	GRUPO GOYLLARIZQUIZA		FARRAT	ARENISCAS BLANCAS				
						BARREMIANO	600	CARHUAZ	ARENISCAS Y LUTITAS		
						VALANGINIANO	120	SANTA	CALIZAS Y LUTITAS		
							500	CHIMU	CUARCITAS		
	110	400	OYON	CAPAS CARBONOSAS ARENISCAS Y LUTITAS INTERCALADOS							

POR REVISADO DIBUJO CORREGIDO DE OBSERVACIONES:	Ing. J. Rodriguez R. Ing. S. Rejorano R. M. Santos H - S. Huayllani P. Ing. M. Romani - F. Paz - C. Bermúdez O.	ESCALA 1/25,000 FECHA Enero - 92	CIA. DE MINAS BUENAVENTURA S A Unidad Uchucchacua COLUMNA ESTRATIGRAFICA UCHUCCHACUA	LAMINA II - 4
---	--	---	--	------------------



UNIDADES ESTRATIGRAFICAS	
Dep. Altiplano Morrenico	Q-al
Volcanicas Collpuy	Ks-j
Caapotoo	Ks-c
Celadín	Ks-j
Jumasho	Ks-j
Parlatambo	Ks-j
Chutec	Ks-j
Parlahuanco	Ks-j
Farral	Ks-j
Corhuaz	Ks-j
Santa	Ks-j
GOYLLA-RISQUIZGA	Ks-j
Chimu	Ks-j
Oyon	Ks-j

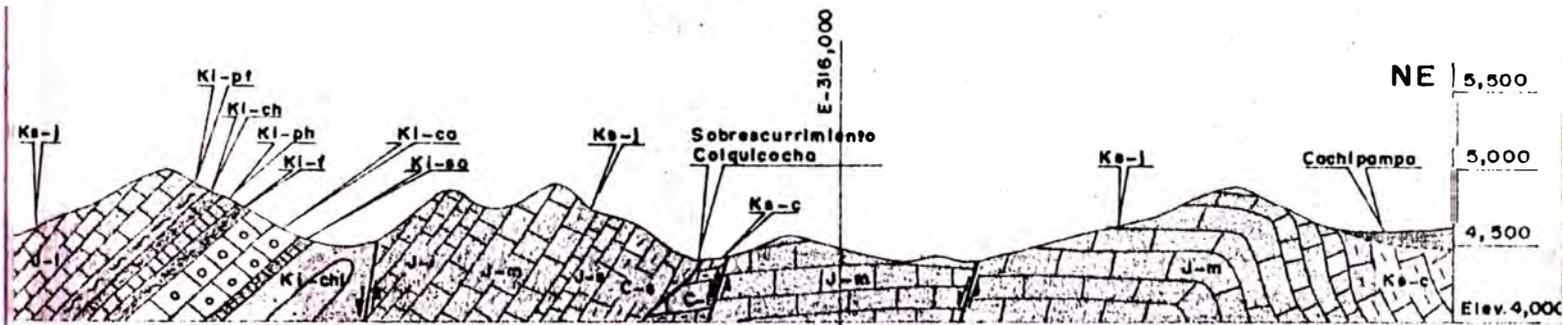
CIA. DE MINAS BUENAVENTURA S.A
Unidad Uchucchacua

GEOLOGIA REGIONAL UCHUCCHACUA

GEOLOGIA: John Cobbing Julio Gorayer	REVISADO: Ing. J. Rodriguez R.	ESCALA	LAMINA
TOPOGRAFIA: IGM	DIBUJO: S. Huayllan P. M.S.H.	1:50,000	II-2
SIMBOLOS		FECHA	
< Suave 0°-20° Eje de Anticlinal Falla < Moderado 20°-40° Eje de Anticlinal Sabrescurrimiento < Fuerte 40° o mas + Capos: Horizontal y Vertical		Enero-92	



**SECCION GEOLOGICA TRANSVERSAL
A-A'
Rumbo N80°E**



**SECCION GEOLOGICA TRANSVERSAL
B-B'
Rumbo N76°E**



A FIA	John Cobbing - Julio Garayar - J.R.R.	ESCALA 1/50,000	CIA. DE MINAS BUENAVENTURA S.A.	
	IGM		Unidad Uchucchacua	
	S. Huayllani P. - M. Santos H.	FECHA Enero-92	GEOLOGIA UCHUCCHACUA SECCIONES TRANSVERSALES	
Intrusivo Dacítico	Ki-ch			
Dep Aluv y Morrena	Ki-ph	F Pariahuanca		
V Callpuy	Ki-ph	F Farrat		
F Celendín	Ki-co	F Carhuaz		
F Jumasha	Ki-so	F Santa		
F Paríantambo	Ki-chim	F Chimú		

MINERALES	ETAPAS	1ra.	2da.	3ra.	4ta.
		F-1	F-2	F-3	
Alabandita	(Mn, Fe, Zn, Zn) S		—————	—————	
Wurzita	(Zn, Mn, Fe,) S		—————		
Esfalerita	(Zn, Fe, Mn) S		—————	—————	
Pirita	Fe S		—————	—————	
Chalcopirita	Cu, Fe S ₂		—————	—————	
Pirrotita	Fe (1-X) S	---	—————		
Arsenopirita	Fe, As (1-X) S (1+X)		—————		
Marcasita	Fe, S ₂		—————		
Galena	Pb, S		—————	—————	
Rejalgar/Oropimente	As, S-As ₂ S ₃				—————
Calcita	Ca, Co ₃	—————	—————	—————	---
Rodocrosita	(Mn, Ca) Co ₃		—————	---	---
Kufnorita	Mn, Ca (Co ₃) ₂	—————			
Bustamita	(Mn, Ca, Mg, Fe) Si O ₃		—————	—————	
Johansonita	Ca (Mn, Fe, Mg) Si O ₃		—————		
Rodanita	(Mn, Ca, Fe, Mg) Si O ₃		—————	---	
Cuarzo	Si O ₂		—————	---	
Pirargirita	Ag ₃ (Sb, As) S ₃				—————
Proustita	Ag ₃ (As, Sb) S ₃				—————
Estibina	Sb ₂ S ₃				—————
Tetrahedrita	(Cu, Ag) ₁₀ (Fe, Zn, Mn) ₂ (Sb, As) ₄ S ₁₃			—————	
Flourita	Ca, F ₂			—————	
Goethita	Fe, O (OH)				—————
Friedelita	(Mn, Fe) ₈ Si ₆ O ₁₀ (OH, Cl) ₁₀			—————	

- F-1 PRIMER FRACTURAMIENTO Y FORMACION DE VETAS EN DOS PRIMERAS ETAPAS.
 F-2 SEGUNDO FRACTURAMIENTO, RELLENO DE FRACTURAS, BRECHAMIENTO Y REEMPLAZAMIENTO A PARTIR DE ELLAS, FORMACION DE CUERPOS.
 F-3 TERCER FRACTURAMIENTO, REAPERTURA DE FRACTURAS Y DEPOSICION TARDIA DE MINERALES

Uch. Alpers - Dpto. Geología Chacab Ing. J. Rodríguez R. Ing. S. Rojasano R. S. Mujillan P.		ESCALA S/E	CIA. DE MINAS BUENAVENTURA S. A. Unidad Uchucchacua	LAMINA N°
VACIONES		FECHA febrero - 1992	CUADRO PARAGENETICO UCHUCCHACUA	II - 5

CAPITULO II
GEOLOGIA GENERAL

2. ESTRATIGRAFIA Y PETROGRAFIA

Las rocas más abundantes son las sedimentarias del cretacio luego se encuentra las volcánicas e intrusivas; finalmente tenemos morenicos y aluviales que cubren gran extensión de la zona (ver figura N22)

2.1 ROCAS SEDIMENTARIAS

2.1.1 FORMACION OYON

Contiene más de 200 mts de capas carbonosas, areniscas y lutitas de edad barraciano.

2.1.2 FORMACION CHIMU

De 400 - 600 mts de cuarcita de color blanco de edad valanginiano inferior.

2.1.3 FORMACION SANTH

Constituida por 120 mts de calizas y lutitas, calcareas. De edad Valanginiano.

2.1.4 FORMACION CARHUAS

500 mts de areniscas y lutitas. De edad Apitiana.

2.1.5 FORMACION PARIHUANCA

Formada por 500 mts de calizas masivas de color gris de edad aptiano. Hasta aqui llega el grupo Goyllarisquisya.

2.1.6 FORMACION CHULEC

Que consta de 120 mts de margas, lutitas, y en calizas con su típica estratificación en capas delgadas, que en superficie intemperizada tiene una coloración marrón amarillenta. De edad albiano inferior.

2.1.7 FORMACION PARIATAMBO

Constituido por lutitas negras carbonosas y calizas bituminosas de 50 mts de potencia del albiano medio.

2.1.8 FORMACION JUMASHA

Está constituida de calizas compactas que dan un marcado efecto topográfico. su coloración, es gris oscuro en superficie intemperizada, alcanzan una potencia promedio de 1,000 mts.

La totalidad de labores subterráneas y los afloramientos en Uchucchacua se encuentran en esta formación. su edad está comprendida dentro del intervalo albiano superior - turoniano, se puede observar hasta tres miembros superior medio o inferior.

2.1.5 FORMACION CELENDIN

Se distinguen dos miembros, el inferior constituido de 250 mts. de calizas margosas amarillentas intercaladas, de lutitas calcáreas, nodulares de color marrón, y el miembro superior grisácea. Su edad está comprendida entre el coniaciano Santoniano.

2.1.10 FORMACION CASAPACCA

Aflora en el área de cachipampa y está constituida de lutitas, areniscos y conglomerados rojizo, los que por su suavidad y fácil erosión han dado lugar a superficies más ó menos planas, tiene un espesor de 1000 mts, su edad se presume que sea Post - Santoniano.

2.2 ROCAS VOLCANICAS

Están representados por unos 500 mts de diro clásticos y derrames andesiticos de edad terciaria que reposan en discordancia angular sobre las rocas calizas cretáceas y están expuestas al norte de las minas. Uchucchacua; se encuentra algo plegadas y falladas.

2.3 ROCAS INTRUSIVAS

Porfidos de dacita forman pequeño, stocks de hasta 30 mts de diámetro, diques y apófisis de dacita encuentran irregularmente distribuido, en el flanco occidental del valle, principalmente en carmen, socorro, casualidad, plomo pampa, etc. Los intrusivos, han formado aureolas irregulares, de metamorfismo de contacto en las calizas jumasha y celindín.

3. GEOLOGIA ESTRUCTURAL

GENERALIDADES

Todas las rocas sedimentarias, han sido intensamente plegadas y estos movimientos han dado origen a los anticlinales de cachipampa y el sobreescorrimento de colquicocha (ver figura N92). Estas estructuras, han sido desplazadas horizontalmente por las fallas cachipampa y socorro, después de un período de erosión y vulcanismo se produjo otro fallamiento, caracterizado por movimientos verticales, como la falla Uchucchacua.

3.1 ESTRUCTURAS

Las más importantes que se observan en Uchucchacua son:

- Pliegues
- Sobreescorrimientos
- Fallas
- Vetas
- Cuerpos

3.1.1 PLIEGUES

En esta zona todas las rocas sedimentarias han sido plegadas en mayor o menor grado, prueba de ello son los anticlinales de cachipampa y Pucush, que tienen un rumbo aproximado NW - SE, algo recostados en su flanco oriental.

El anticlinal de Cachipampa ha sido fallado en su flanco occidental muy cerca a su eje axial y desplazado el flanco oriental al norte.

3.1.2 SOBRESCURRIMIENTO

Este proceso orogénico, como resultado de la formación más avanzada del plegamiento andino, ha causado grandes perturbaciones en la estratigrafía regional y local. El más conocido en Uchucchacua es el sobrescurrimiento de Colquicocha, producido entre las formaciones Celendín (moderna) debajo de Jumasha (antigua)

3.1.3 FALLAS

El Área está surcada de gran número de fallas tanto pre como post mineralización y que han tenido movimientos. Se puede nombrar como importante, a la falla de Uchucchacua de rumbo N - S y $78^{\circ}W$ de buzamiento de gran longitud y fácilmente distinguible; luego tenemos la falla Cachipampa que falla y desplaza el anticlinal de Cachipampa por 400 mts, su rumbo es N $60^{\circ}E$ y $76^{\circ}SW$ de buzamiento; finalmente nombraremos la falla Socorro que tiene un desplazamiento vertical aproximado de 300 mts y horizontal de 420 mts. Las demás fallas tienen poco desplazamiento (ver foq. N03).

3.1.4 VETAS

Entre las más importantes citaremos a la veta luz, socorro, ada, 3, rosa, casualidad 1 y 2, etc. Todas son facturas, rellenas de minerales de origen hidrotermales. (ver. fig. NQ3)

3.1.5 CUERPOS DE REEMPLAZAMIENTO

Son conocidos los cuerpos: Rosa Norte, Irma - Viviana y Rosa Sur. La mineralización se ha depositado por reemplazamiento se ha depositado por reemplazamiento en zonas de calcita intensamente falladas y brechadas.

4. GEOLOGIA ECONOMICA

GENERALIDAD

La mineralización de Uchucchacua está emplazada en las calizas jumasha e intrusivo dacítico.

Los principales minerales son : La calena argentífera, plata rojas, esfalerita, pirrotita, chalcopirita, albandita, Johansonita, bustamita, etc.

4.1 MINERALIZACION

La secuencia de eventos, en la formación del depósito de Uchucchacua es complejo: estos episodios son resumidos así

- a) Temprana fase de plegamiento, sobrecurrimiento y fallamiento
- b) Fracturamiento, brechamiento y formación de

- retillas de calcita, falla luz. luz . etc
- c) Intrusión, marmolización, desarrollo de skarn y mineralización del mismo.
 - d) Fallamiento socorro y formación de fracturas, veta socorro 1, Rosa, casualidad 2, etc. (sistema E.W)
 - e) Mineralización de vetas y cuerpos como socorro 1, rosa, rosa norte, etc.

La mineralización que está en el skarn, en las vetas y los cuerpos, aunque aparentemente son de edad y tipos diferentes, son el resultado de un mismo proceso hidrotermal continuo.

4.2 TIPOS DE DEPOSITO

Estos son :

- a) vetas
- b) cuerpos de remplazamiento

4.2.1 VETAS

Las vetas están emplazadas en caliza y caliza marmolizada las vetas en caliza están en socorro, carmen y casualidad, todas ellas en calizas de Jumasha; sus afloramientos, son definidos y de gran longitud desplazadas por fallas de poco salto. La mineralización es galena de grano grueso, pirita, pirrotita, esfalerita, plata roja, alabandita, en

bolzonadas, de 50 mts de longitud que corresponden a ensachamientos de la fractura.

Las vetas en calizas normalizadas están representados por la veta luz, donde la mineralización típica es la galena argentífera de grano grueso, chalcopirita, esfalerita, marmatita, alabandita, pirita y pirrotita; según las características que presentan los vetas se le puede agrupar en :

a) SISTEMAS NE - SW

Tienen un rumbo de N 28° a 70°E y buzamientos de 50° a 90° NW. se caracterizan por presentar una zona de oxidación de hasta 25 mts. debajo del afloramiento. Las vetas pertenecientes en este sistema son : (ver fig. 3 y 4).

- Luz
- Luz 1
- Socorro 1
- San Enrique
- Ada, etc.

b) SISTEMA E.W

Estructuras de tensión en rumbos de 660° a 80° E y buzamientos que tienden a ser verticales.

Se caracterizan por presentar zonas de oxidación en forma irregular a profundidades, que muchas veces

excederían los 300 mts. Las vetas pertenecientes a este sistema son : (ver figura 3 y 4)

- Rosa
- Veta 3
- Camucha
- Rosa 2
- Casualidad
- Casualidad 2, etc.

4.2.2 CUERPOS DE REEMPLAZAMIENTO

Los cuerpos conocidos son : Rosa Norte, Irma, Viviana y Rosa Sur , todos ellos en calizas del Jumasha, posiblemente sus afloramientos están constituidos por abundantes venillas de calcita en los alrededores de veta rosa. La mineralización es proustita, pirargirita, galena de grano grueso y fino, pirita, magnetita, esfalerita, cuarzo, fluorita, rodonita, calcita, rodocrosita, y siliciatos, diversos de manganeso, tales como Johansonita, bistamita, friedelita, ticroita, etc. Depósitos por reemplazamiento en zonas de calcita muy fracturada y brechada: los cuerpos tienen de 30 a 70 mts de longitud y ancho que varía desde 2 hasta 30 mts a medida que se les explota y desarrolla es notoria las formas, irregulares que presentan (ver figura N°6)

Se alinean según el rumbo de esta: revisten gran

importancia porque aportan gran volumen y leyes altas de plata en la producción de Uchucchacua.

4.3 PARA GENESIS

4.3.1 VETAS

Según Charles Alpers (Abril, 1980) descifrar la paragénesis de las vetas de Uchucchacua no es un problema simple debido a que la variedad de asociaciones minerales y composiciones indican que hubo una compleja historia de mineralización.

Una interpretación es que la temprana mineralización rica en zinc y hierro, fue seguida de cerca en tiempo, por en primer lugar cobre y en mayor grado zinc, este período está referido a Pb - Zn (Cu), cobre entre paréntesis porque no es un mineral económico y no es volumétricamente importante en el presente trabajo de Uchucchacua. La mineralización "Pb - Zn (- Cu)", que tal vez seguida por mineralización "Ag - Mn (-Zn), Zinc entre paréntesis, porque el zinc en el anterior período fue probablemente de mayor significancia volumétrica minerales de arsénico y antimonio son también introducidos en la última etapa de mineralización, como es comúnmente etapa de mineralización, como es comúnmente observado en otros depósitos depósitos hidrotermales de vetas (Charles

Alpers. Abril de 1960).

4.3.2. CUERPOS DE REEMPLAZAMIENTO

Observaciones macroscópicas, realizadas en numerosas muestras y en las partes mejor expuestas de los cuerpos: en el objeto de examinar las características texturales de reemplazamiento en estructuras crustificadas a bandeadas nos permiten hacer una correlación de la probable paragénesis de los cuerpos de Uchucchacua.

Una interpretación tentativa sería, una primera etapa de mineralización rica en hierro manganeso - zinc, predominando los sulfuros de hierro; seguida por un periodo de manganeso - plomo - cobre, este último en cantidades menores. Esta etapa fué seguida por una mineralización de manganeso - hierro - en abundancia de silicatos de Mn; y finalmente la mineralización de plata en última etapa.

4.4 ZONCAMIENTO

4.4.1. VETA LUZ.

La zona de alta concentración de Pb y Zn en la veta luz tiene forma de una franja cómica en sección longitudinal y está generalmente restringida a estas debajo del nivel 500 y en intrusivo dacítico (apófisis). Las leyes alta de Pb y Zn parecen

continuar por debajo del nivel 450, pero no hay evidencia, que se extiendan lateralmente en los niveles desarrollados hasta el momento.

Zonas de leyes altas de Ag y Mn se distribuyen en una franja horizontal en contraste con la franja domal observada para el Pb y Zn.

4.4.2 VETA ROSA

La zona de alta concentración de Ag, Pb y Zn en la veta rosa, tienen la forma de un domo cortado por la falla socorro, en su sección longitudinal.

Zonas de altas leyes de Manganeso se distribuyen en una franja más horizontal que la de Ag-Pb-Zn.

4.4.3 CUERPO ROSA NORTE

La zona de leyes altas de Ag, Pb, Zn y Mn, se distribuyen en un patron ovoide en su sección longitudinal, alargado verticalmente, es decir encontaciones de mineral con respecto a un núcleo, observandose disminución de valores del núcleo a la periferie del cuerpo ovoide.

5. TIPO DE DEPOSITO

De acuerdo a las características estructurales y mineralógicas, las vetas de Uchucchacua se han formado por procesos de relleno de fracturas de origen hidrotermal (misotermal)

Mientras que los cuerpos se han formado por reemplazamiento

metasomático, a partir de fracturas, con relleno Hidrotermal o Mesotermal.

La presencia de magnetita y silicatos de manganeso en los cuerpos, constituyen una evidencia de que han formado por reemplazamiento a elevadas temperaturas.

6. CONTROLES DE MINERALIZACION

Como principales controles de mineralización tenemos:

6.1 ESTRUCTURAL

Es un control muy importante, donde se puede considerar que las zonas de fallas de rumbo NE a EW han facilitado la migración de las soluciones hidrotermales.

El fallamiento posterior al plegamiento a originado el fracturamiento de la caliza y brechamiento de las mismas, observándose fragmentos angulosos a subangulosos englobados por calcita; el brechamiento es favorable para la de posición mineral por reemplazamiento y relleno de fracturas (cavidades y fisuras)

6.2 LITOLÓGICO

Es otro control importante, determinándose que en las zonas fracturadas de la caliza negra (Jumasha medio) se presenta mayor cantidad de calcita en claves de mineral. El intrusivo dacítico, no es favorable para

la mineralización observándose que en éste tipo de roca la veta se adelgaza hasta desaparecer.

6.3 MINERALOGICO

Se ha observado que la galena de grano grueso y la pirita de grano fino tiene mucha relación en la mineralización de plata; la pirrotita, la alabandita, la magnetita y los silicatos de manganeso contiene plata en solución sólida.

7. ALTERACIONES HIDROTERMALES

7.1 CALCITACION

La presencia de calcita masiva o cristalizada y fracturada, en paquetes de 1 a 20 mts. constituyen una guía de alteración de las masas mineralizadas y es común a las vetas y los cuerpos.

7.2 GRANITIZACION

Bandas y escarabelas de granates de manganeso se encuentran en la parte central de los cuerpos en calcita y en los endoskarn.

7.3 SILICIFICACION

El intrusivo dacítico ha intruido a la caliza negra, presentándose silificada y/o marmolizada; estos efectos se deben a metasomatismo y calentamiento desde los apófisis "intrusivos"

B. RESERVAS DURANTE EL AÑO 1993**MINERAL DE RESERVAS****A.- Por valor**

	T.C.S	O2 Ag	% Pb	% Zn	ANCHO	O2.Eg
Mena	822.575	15.3	1.4	4.9	2.74	18.4
	223.125	10.3	1.2	2.8	1.80	13.8
TOTAL RESERVAS	1'045.700	14.2	1.4	2.2	2.54	14.4

B.- Por certeza

	T.C.S	O2 Ag	% Pb	% Zn	ANCHO	O2.Eg
Probado	818.610	14.1	1.4	2.1	2.64	17.2
Probable	227.090	14.7	1.5	2.5	2.19	18.2
TOTAL RESERVAS	1'045.700	14.2	1.4	2.2	2.54	14.4

C.- Por Accesibilidad

	T.C.S	02 Ag	% Pb	% Zn	ANCHO	02.Eg
Accesible	699.305	14.1	1.3	2.1	2.64	17.3
Eventualmente accesible	346.395	14.4	1.4	2.2	2.39	17.7
TOTAL	1'045.700	14.2	1.4	2.2	2.54	17.4

Mineral submarginal	422.590	9.9	1.0	2.0	1.77	12.5
Mineral de baja ley	840.695	7.1	0.8	1.3	2.58	9.0
Mineral prospectivo	1'369.360	13.9	1.6	2.3	3.06	17.3
Mineral Potencial	953.260	13.2	1.5	2.0	2.57	16.3

Durante 1993 se realizó, 6.303.85 en exploración y desarrollo que significó el 84% de cumplimientos al programa propuesto en perforaciones diamantinas 7.428.04 m.

En general en la unidad se ubicó 275.435 T.C.S de reservas nuevas que dan un radio de 43.77 7.65 /m y la relación de T.C.E v.s T.C.S explotadas es 1.27 que es un índice positivo.

CAPITULO III

UTILIZACION DE LOS RELAVES DE LA PLANTA CONCENTRADORA PARA EL RELLENO HIDRAULICO

GENERALIDADES

La utilización de material detritico como relleno convencional se fue haciendo cada vez más difícil y costoso por falta de fuentes de abastecimiento cercano de los tajos en operación originando trabajo adicionales de equipos. Tanto en superficies como interior de la mina, esto estaba distrayendo locomotoras carros mineros, scoops, winchas, personal, que aumenta el costo de operación.

El relleno hidráulico como parte del ciclo de explotación de corte y relleno ascendente es factible y necesario realizarlo, puesto que las 26 T.C.S/h de sólidos rescatables de Under Flow tranquilamente cubre las necesidad y el relleno de los tajeos que usan este metodo de explotación. En una etapa inmediata la instalación de los silos mejorará la densidad del relleno a usarse.

3.1 CONDICIONES Y APLICABILIDAD DE RELAVE

3.1.1 COMPOSICION MINERALIGICA PAROXIMADA DE LOS SOLIDOS.

A continuación enumeramos los componentes mineralógicos de nuestro relleno en el cual la pirita existente no es inestable.

GANGAS	PORCENTAJE (%)
Silicatos	40
Calcita	17
Firita	12
Caliza	9
Redonita	8
Rodolita	5
Cuarzo	4
Otros	5

	100

3.1.2 ASPECTO CUALITATIVO DEL RELLENO

El relave sin ningún tratamiento previo es inapropiado, la clasificación elimina el 42% de materiales finos, esto por consiguiente eleva el porcentaje de sólidos en el Under Flow a 39% y su densidad a 1,350 gr/lt. Por capacidad de la bomba Mars (para evitar su cavitación) es que el Unde Flow es diluido a 1,141 gr/lt. enviandose así al interior de

la mina.

COEFICIENTE DE PERCOLACION (C.P), se obtuvo experimentalmente en la mina.

$$V = \frac{Q}{A}$$

V = Velocidad (C.P) cm/mit

Q = caudal cm³/min

A = área cm²

Q promedio = 8.53 cm³/min

Area = 81.07 cm²

Luego :

$$\text{velocidad} = (\text{C.P}) = \frac{8.53 \text{ cm}^3/\text{min}}{81.07 \text{ cm}^2}$$

C.P = 0.1055 cm/min.

En pulgadas por hora : C.P = 2.49"/hora

La velocidad de percolación recomendable oscila entre 4" y 16" pulgadas por hora, nuestro relleno por la

gran cantidad de finos que procede hace que la velocidad se baja.

El coeficiente de uniformidad del relleno, nos dá la gradación de las partículas de nuestro relleno, definiéndose como la razón del diámetro de la partícula más grande que hay en el 60% de fracción acumulativa (-) del diámetro, al diámetro de la partícula más grande presente en el 10 % de la fracción acumulativa (-) del material. La experiencia nos dice que el coeficiente de uniformidad mas apropiado está entre 4 y 6.

Nuestro relleno tienen un coeficiente de uniformidad mucho mayor que 6 y se debe a la gran cantidad de finos que si bien es cierto facilita el transporte de relleno, evitando el desgaste en bombas y tuberías, pero nos trae problemas en las cunetas.

LA DENSIDAD RELATIVA DEL RELLENO , es la relación entre el peso de una cantidad de relleno y su volumen que ocupa. En este volumen está incluido los espacios vacios entre las diferentes partículas.

PESO DEL RELLENO

DENSIDAD RELATIVA DEL RELLENO = -----

VOLUMEN DEL RELLENO

D.R.R. = 1969.88 gr/lit = 1.97 kg/lit = 1.97 TN/m³

3.1.3 ASPECTO CAUNTITATIVO DEL RELLENO

A.- Disponibilidad del Relleno

El cálculo que a continuación se elabora es para estimar el tonelaje capaz de explotarse por el método de corte y relleno hidráulico en nuestra unidad.

Productos	T.C.S/día	T.C.S/mes
Mineral	1.060	35,000
Concentrado	80	2,400
relave	1.080	32.400

Disponibilidad de relleno/hora : 26 T.C.S /hora
Disponibilidad de relleno/día : 624 T.C.S/día
Disponibilidad de relleno/mes : 18.096 T.C.S/mes
Disponibilidad relativa de relleno : 1.97 TM/m³
Disponibilidad de relleno en m³/mes :

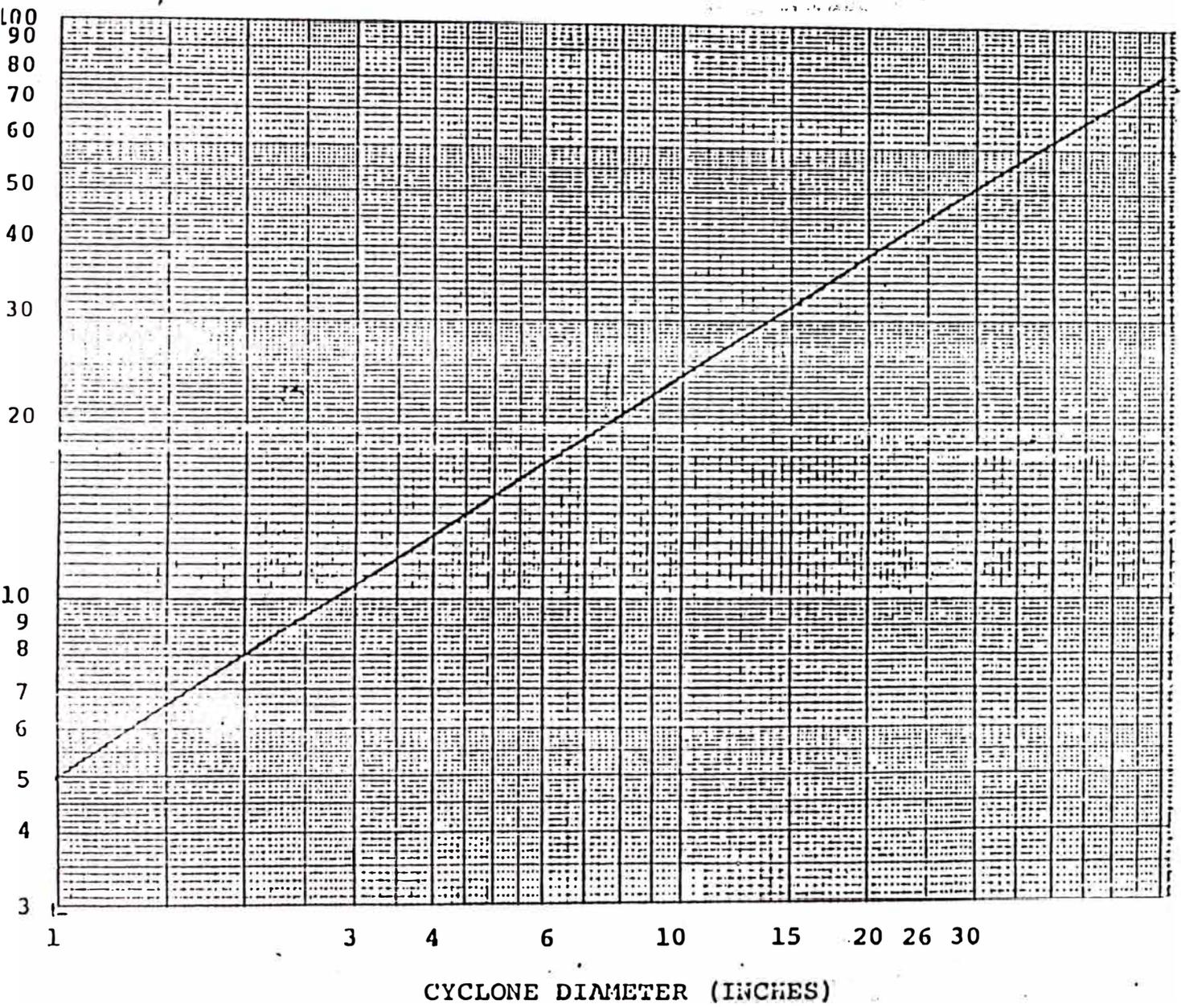
$$\frac{18.096 \text{ T.C..S/MES} \times 0907 \text{ T.C.S./TM}}{1.97 \text{ TM/m}^3} = 8,332 \text{ m}^3/\text{mes}$$

Producción total de mineral por mes : 35,000 T.C.S/MES

Producción de mineral por corte y relleno :

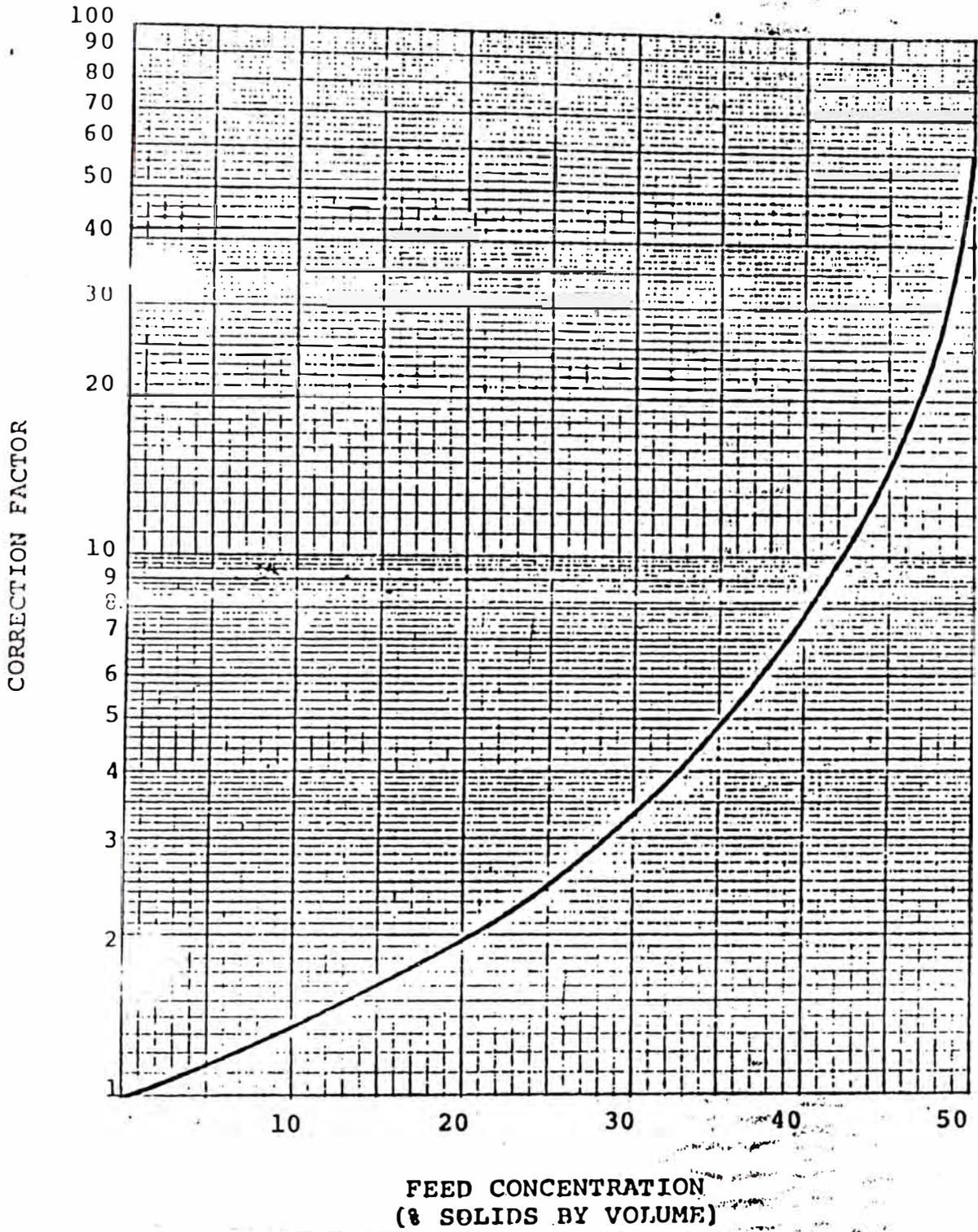
GRAPH III

CYCLONE DIAMETER VS. D50
(FOR "TYPICAL" CYCLONES)



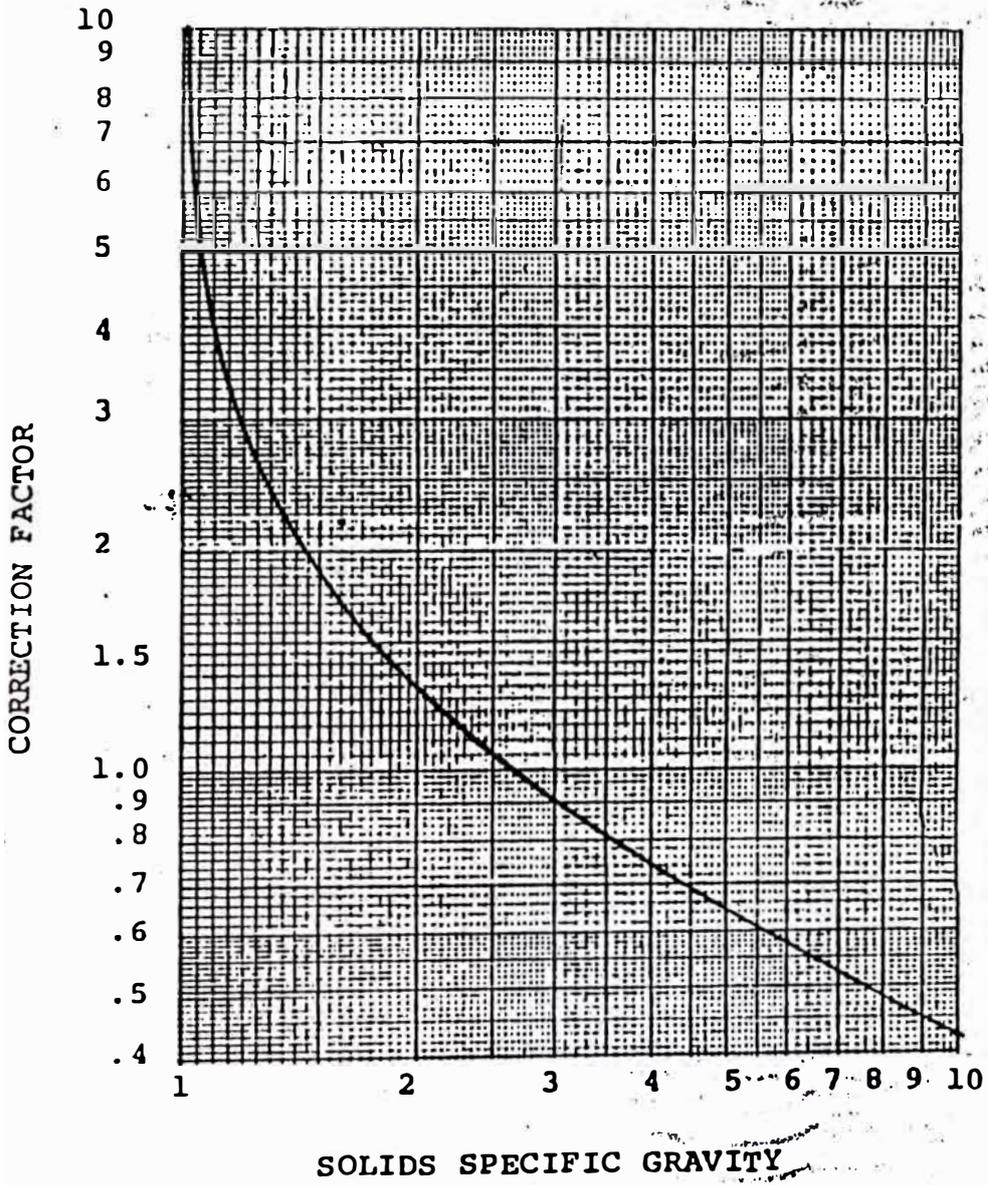
GRAPH IV

CORRECTION FOR FEED CONCENTRATION

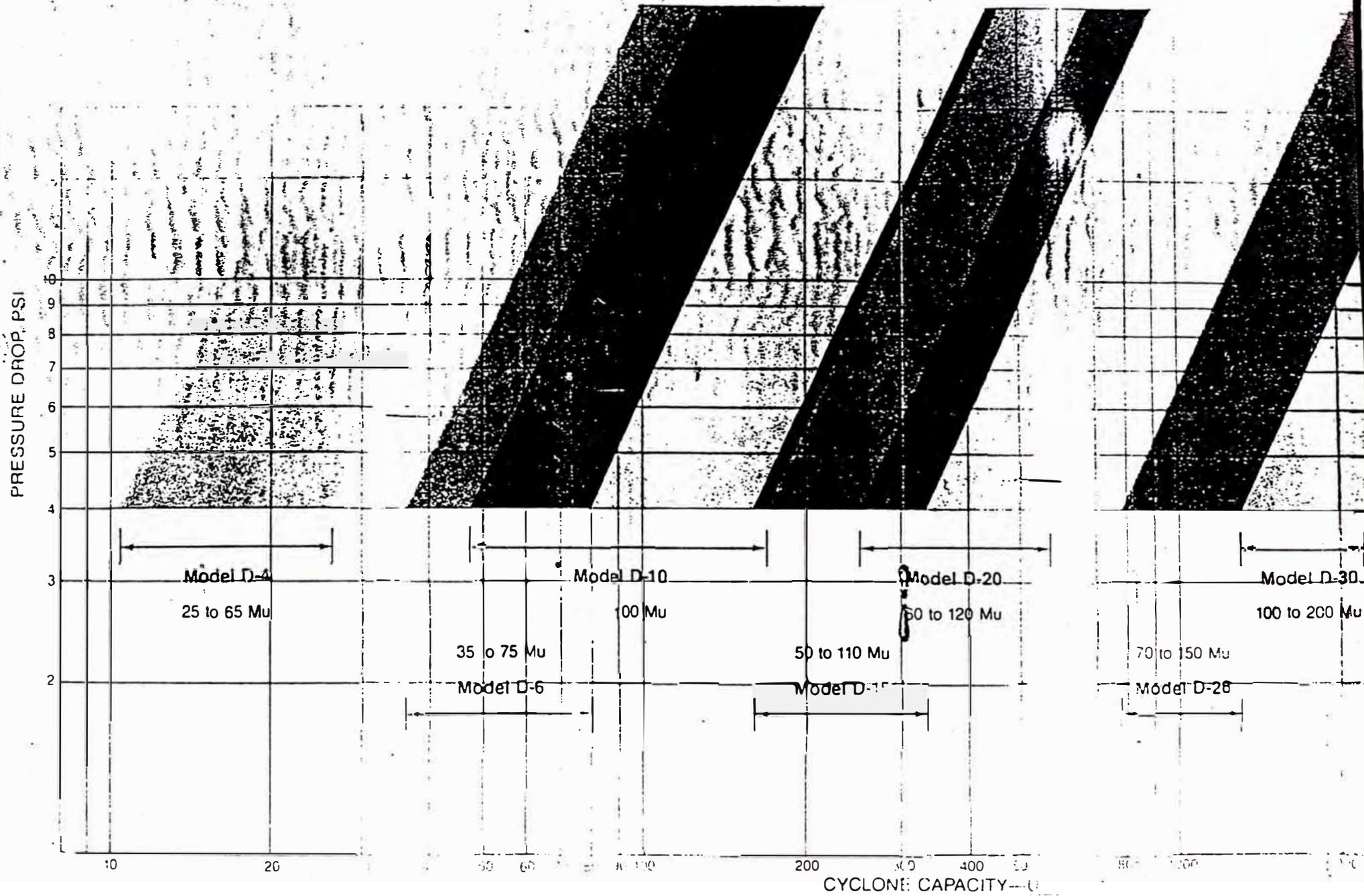


GRAPH VI

CORRECTION FOR SOLIDS SPECIFIC GRAVITY (IN WATER)



Cyclone Performance Chart



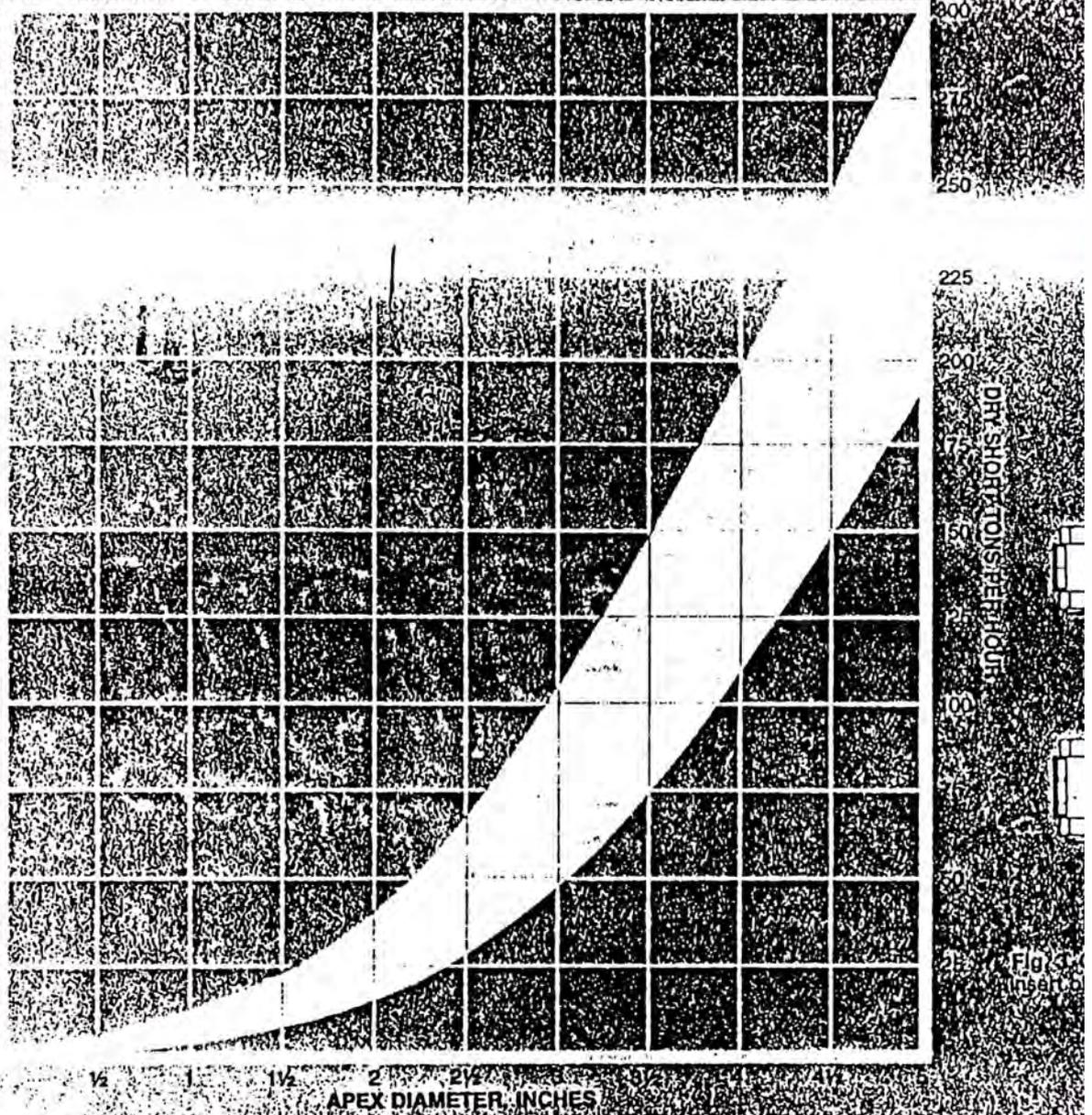


Fig. 2. The Apex Capacity Chart is suitable for solids of 2.5 to 3.2 average specific gravity. An underflow of 60 to 80 percent solids concentration is assumed.

To determine the approximate apex diameter required, project horizontally from dry short tons

per hour of underflow solids on the Y axis to intersect the curve and read vertically from the intersection to the apex diameter range on the X axis.

Example: 100 STPH of underflow solids will require an apex of from 3-in. to 3 1/4-in. diameter.

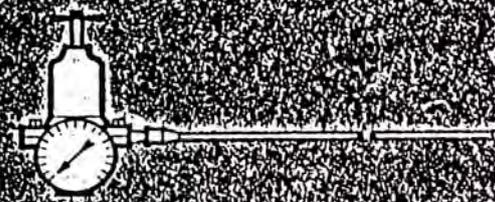
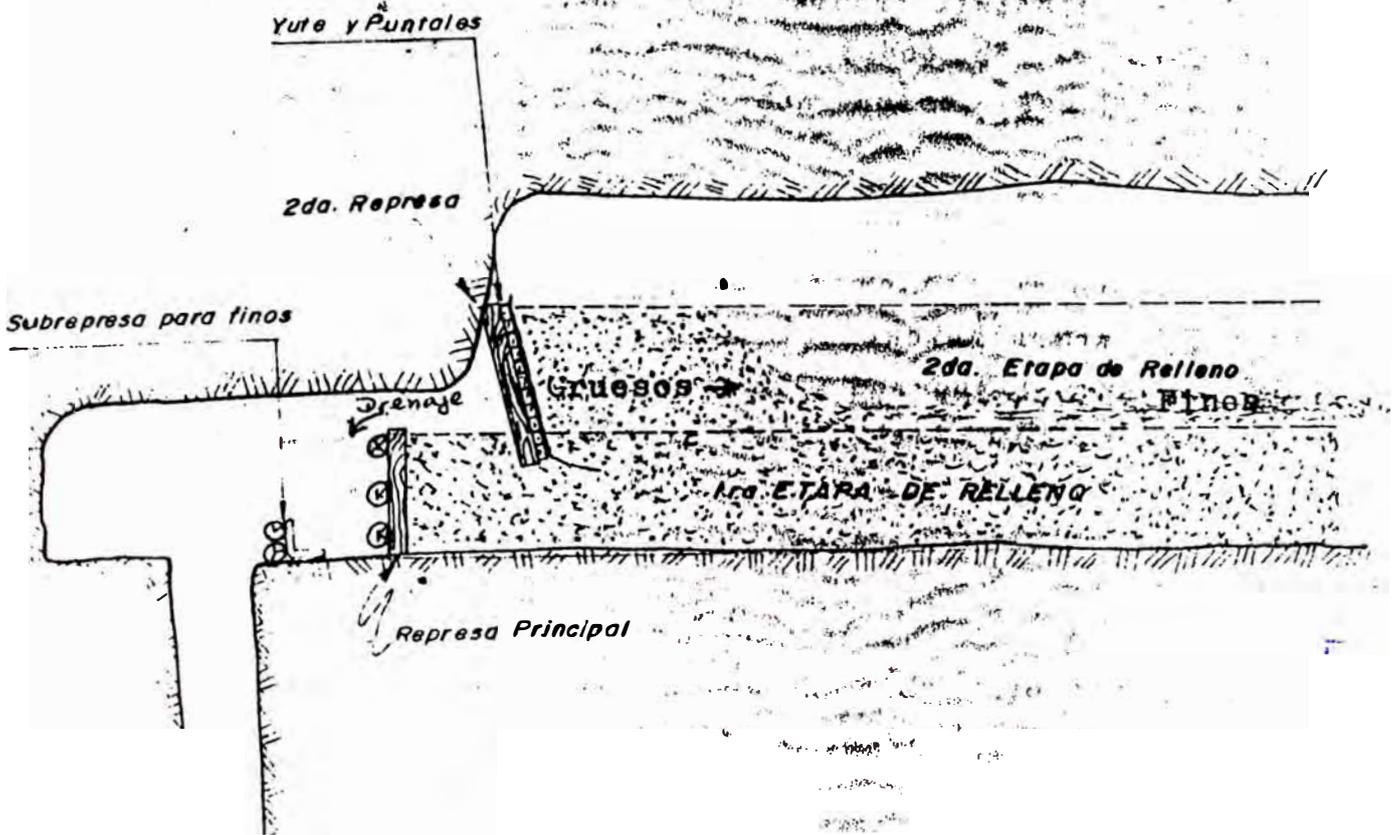


Fig. 4 Adjustable apex assembly. Plant compressed air supply and pressure regulator are used to control inside diameter of rubber apex valve liner.

Gal. por min.	2 plg		2½ plg		3 plg		4 plg		Gal. por min.	5 plg		6 plg		8 plg	
	V pies/seg	h _f Fric.		V pies/seg	h _f Fric.	V pies/seg	h _f Fric.	V pies/seg	h _f Fric.						
25	2.39	1.29	160	2.57	0.487
30	2.87	1.82	180	2.89	0.606
35	3.35	2.42	2.35	1.00	200	3.21	0.736
40	3.82	3.10	2.68	1.28	220	3.53	0.879	2.44	0.357
45	4.30	3.85	3.02	1.60	240	3.85	1.035	2.66	0.419
50	4.78	4.67	3.35	1.94	2.17	0.662	260	4.17	1.20	2.89	0.487
60	5.74	6.59	4.02	2.72	2.60	0.924	300	4.81	1.58	3.33	0.637
70	6.69	8.86	4.69	3.63	3.04	1.22	350	5.61	2.11	3.89	0.851
80	7.65	11.4	5.36	4.66	3.47	1.57	400	6.41	2.72	4.44	1.09	2.57	0.279
90	8.60	14.2	6.03	5.82	3.91	1.96	450	7.22	3.41	5.00	1.36	2.89	0.348
100	9.56	17.4	6.70	7.11	4.34	2.39	2.52	0.624	500	8.02	4.16	5.55	1.66	3.21	0.424
120	11.5	24.7	8.04	10.0	5.21	3.37	3.02	0.877	600	9.62	5.88	6.66	2.34	3.85	0.597
140	13.4	33.2	9.38	13.5	6.08	4.51	3.53	0.17	700	11.2	7.93	7.77	3.13	4.49	0.797
160	15.3	43.0	10.7	17.4	6.94	5.81	4.03	1.49	800	12.8	10.22	8.88	4.03	5.13	1.02
180	12.1	21.9	7.81	7.28	4.54	1.86	900	14.4	12.9	9.99	5.05	5.77	1.27
200	13.4	26.7	8.68	8.90	5.04	2.27	1000	16.0	15.8	11.1	6.17	6.41	1.56
220	14.7	32.2	9.55	10.7	5.54	2.72	1100	12.2	7.41	7.05	1.87
240	16.1	38.1	10.4	12.6	6.05	3.21	1200	13.3	8.76	7.70	2.20
260	11.3	14.7	6.55	3.74	1300	14.4	10.2	8.34	2.56
280	12.2	16.9	7.06	4.30	1400	15.5	11.8	8.98	2.95
300	13.0	19.2	7.56	4.89	1500	9.62	3.37
350	15.2	26.1	8.82	6.55	1600	10.3	3.82
400	10.10	8.97	1700	10.9	4.29
450	11.4	10.65	1800	11.5	4.79
500	12.6	13.0	1900	12.2	5.31
550	13.9	15.7	2000	12.8	5.86
600	15.1	18.6	2100	13.5	6.43
									2200	14.1	7.02

NOTA: Las tablas muestran los valores promedio de pérdida de fricción para tubería nueva; para instalaciones comerciales se recomienda aumentar un 15% a los valores mostrados. En estas tablas no se está incluyendo ninguna tolerancia para tomar en cuenta la antigüedad de la tubería.

Gráfico N° 12



RELLENADO DE UN TAJEO

ZONA I : 6.000 T.C.S/mes

ZONA II : 11.500 T.C.S/mes

TOTAL : 17.500 T.C.S/mes

Peso específico de mineral : 3 TM/m³

Volumen mensual por rellenar por corte y relleno :

17.500 T.C.S/mes x 0.907 TM x T.C.S

----- = 5200m³/mes

3 TM/m³

De donde se desprende la cantidad de sólidos clasificados disponibles para relleno hidráulicos : 8.322 m³/mes, cumplen tranquilamente las necesidades de requerimiento de relleno : 5.300 mt³/mes de los tajeos que se trabajan por el método de corte y relleno.

B) CARACTERISTICAS DE LOS PRODUCTOS DEL CIRCUITO DE RELLENO HIDRAULICO

	RELAVE GENERAL DE CONCENTRADORA	ALIMENTACION DE CIRCUITOS	OVER FLOW DE CICLONES	UNDER FLOW DE CICLONES	RELLENO HIDRAULICO
Densidad de puloa (gr/lt)	1.297	1.297	1.240	1.350	1.141
Peso específico de sólidos secos	2.86	2.86	2.70	2.56	2.98
Porcentaje de sólido	35.23	35.23	30.7	3.9	19.6
Flujo de Puloa en G.P.M	396	396	199	197	486
Cantidad de sólido en T.C.S./H	45	45	19	26	26
Cantidad de agua en TCS/H	827	827	42.1	40.6	112.74
Flujo de agua en G.P.M	330	330	163	162	451

Densidad relativa del relleno en el tajes : 197/TM/M³

3.2.1 UBICACION DE LA PLANTA DE RELLENO HIDRAULICO

La ubicación está centrada dentro del área de la planta concentradora facilitando así la recepción de los relaves y también para que los finos del over flow a través de tuberías sean emitidas al depósito de relaves.

La energía eléctrica se toma de una subestación que se encuentra en la planta concentradora, de igual manera sucede en el agua.

3.2.2 EQUIPOS PARA LA PLANTA DE RELLENO HIDRAULICO

a. Diseño de ciclones

a.1 Selección del tamaño del ciclón

Conocemos las características de nuestro relave

Densidad : 1297 gr/lt.

Gravedad específica de sólido : 2.86

% de sólido : 35.23

Caudal : 396 G.P.M

Tonelaje : 1060 T.C.S./Hora

Usando las gráficas de Krebs Engineering (Une sizing of hydrocyclones) tenemos :

- En el gráfico # 3 : Diámetro ciclón Vs (D₅₀) hallamos la separación base de ciclones D₅₀" = 17 micrones.
- Usando la tabla de "características de los productos del circuito de relleno hidráulico para

la columna de relave general se tiene :

Flujo de agua G.P.M = 330

Flujo total de pulpa G.P.M = 396

$$\% \text{ volumen de agua : } \frac{330}{396} = 83\%$$

$$\% \text{ volumen de sólidos : } 100\% - 83\% = 17\%$$

En el gráfico # 4 hallamos el factor de corrección para concentración (6% de sólidos por volumen = 17%) siendo el factor de corrección : $C_1 = 1.7$

Usando el gráfico # 6 hallamos el factor de corrección por gravedad específica de sólido en agua.

$$C_3 = 0.94$$

NOTA : Nuestra gravedad específica en sólidos = 2.86 con la ecuación.

$$\begin{aligned} D50 \text{ actual} &= D50 \text{ base} \times C_1 \times C_2 \times C_3 \\ &= 17 \times 17 \times 100 \times 0.94 \end{aligned}$$

$$D50 \text{ actual} = 27.2 \text{ micrones}$$

aplicando el factor de dismencionamiento (2.2) se tiene :

$$\begin{aligned} \text{malla de separación} &= 27.2 \text{ micrones.} \times 2.2 \\ &= 60 \text{ micrones} \end{aligned}$$

En la malla de separación 60 micrones (malla 200 en la

serie tyler). en el grafico # 7 de the cyclones Performance short" de la "Krebs cyclone for the mining industry se llega que por una separación de 35 a 75 micrones, se halla comprendida la malla de separación 60 micrones, eligiendose ciclones D-6"

Según el mismo gráfico la especialidad de estos ciclones es de 806 P.M. por lo tanto el número de ciclones necesarios será :

$$\frac{394 \text{ 6P.M}}{80 \text{ 6 P.M}} = 5 \text{ ciclones D.6}$$

a.2 SELECCION DE APEX

Para un tonelaje de alimentación de 1060 T.C.S/día y una malla de separación arriba de 60 micrones (análisis de malla de alimentación soporta 30%) se tiene : 30 x 1

$$1060 \text{ T.C.S/día} \times \frac{30}{100} \times \frac{1}{24} = 1325 \text{ T.C.S/Hora de partículas gruesas}$$

Estas 13.25T.C.S/hora lo llevamos el gráfico #8 entonces apex recomendable esta enmarcado entre 1 1/4 y 1 3/4 de diámetro.

b. TUBERIAS

Cuando se trata de seleccionar tuberías para las condición de pulpas se debe considerar el empleo de

Conductos de paredes medianamente gruesas (Schedule 80 extra strong). En prevención al normalde desgaste por abrasión .

Es preferible que el tubo seleccionado no tenga ranuras en los extremos. usandose para el acople grapas de presión tipo vitaulic 99.

Diametro Nominal pulgada	Diametro Interior pulgada	Espesor pared pulgada	Peso por pie lbs.
4	3.826	0.337	14.98
5	4.813	0.375	20.78
6	5.761	0.432	28.31

Como las tuberías estacionarias en superficies (5" de diámetro x 1.450 mt) están instaladas y trabajando de igual modo las etacionarias de polietilieno 4" de diámetro en las chimeneas principales y diferentes niveles nos limitaremos a calcular sus repectiva velocidades críticas.

$$V_c = FL \{ 2 \text{gd} (\text{s}^{-1}) \}^{1/2}$$

$$V_c = 2.93 \text{ mt/seg.}$$

Para tuberías de 4" de diámetro

$$V_c = 1.32 \{ 2 \times 9.81 \times 0.1016 (2.98 - 1) \}^{1/2}$$

$$V_e = 2.63 \text{ mt/seg}$$

C. ALMACENAMIENTO DE SÓLIDOS EN SILOS

Es la alternativa más conveniente que se tiene para enviar mayor densidad de pulpa a la mina (menos agua, mas control de finos a la recta, mejorar la eficiencia de consumo de energía a la bomba, menos personal, etc.).

Respecto a la capacidad de la bomba, esta operó sin ningún problema en las siguientes condiciones.:

Densidad = 1.140 gr/lit

Flujo de Pulpa = 486 G.P.M

Flujo de Agua = 451 G.P.M

De donde =

Peso de sólidos = 26 T.C.S/Hora

Peso de agua = 112.76 T.C.S/Hora

Peso total de la pulpa/Hora = 138.76 T.C.S/hora

La bomba trabajó normalmente con este flujo de pulpa 486 G.P.M (138.76 T.C.S/Hora)

- Calculo para 1.500 gr/Lt usando "silo"

Peso de Pulpa enviada (menos agua pero mayor densidad)

138.76 T.C.S./Hora

Densidad 1.500 gr/lit

Porcentaje de sólidos

$$C_w = \frac{100 - 100/1.5}{1 - 1/2.98}$$

$$C_w = 50.21\%$$

Cantidad de solidos :

$$138.76 \text{ T.C.S./Hora} \times 0.5021 = 70 \text{ T.C.S./Hora (63.5 T.M/H)}$$

$$\text{Flujo de sólidos } M^3/\text{min} = 70 \frac{\text{T.C.S}}{\text{Hr}} \times 0.90 \frac{\text{T.M}}{\text{T.C.S}}$$

$$\frac{1}{2.98 \text{ T.M./m}^3} \times \frac{1}{60 \text{ min/h}} = 0.35 \text{ m}^3/\text{min}$$

Peso de agua enviado :

$$138.76 \frac{\text{T.C.S}}{\text{Hr}} - 70 \frac{\text{T.C.S}}{\text{Hr}} = 68.76 \text{ T.C.S}$$

Flujo de agua por m³/min

$$68.76 \frac{\text{T.C.S}}{\text{Hr}} \times 0.90 \frac{\text{TM}}{\text{T.C.S}} \times \frac{1}{\text{TM}} \times \frac{1}{60 \text{ MIN}} = 1.04 \text{ M}^3/\text{MIN}$$

Flujo total de 1.39 M³/min en densidad de 1.500 gr/lt
esta dentro del rango de la bomba (1.5 m³ /min)

c.1 TIEMPO DE DESCARGA DEL SILO

Volumen cilíndrico :

$$\pi R^2 H = 3.1416 \times (3m)^2 \times 6.28 = 178 m^3$$

$$\text{Volumen Cónico : } 1/2 \pi R^2 h = 18 m^3$$

Volumen total : 190 m³ (gustado)

$$\text{peso total} = 190 m^3 \times 1.97 TM/M^3 = 374 T.M$$

Considerando en cuanto empieza a descargarse (1,500 gr/lt) también se empieza a alimentar (91350 gr./lt)

Volumen Total gastado : 190 m³

Peso Total de sólido en silo :

$$190 m^3 \times 1.97 TM/M^3 = 374 TM$$

Considerando que cuando empieza a descargarse (1500 gr/lt) también se comienza alimentar (1350 gr/lt).

Cantidad de sólido de descarga :

$$\frac{63.5 TM}{60 \text{ min}} = 1.058 TM/\text{min}$$

Cantidad de sólidos de alimentación :

$$26 T.C.S. \times 0.907 T.C.S \times 1 = 0.343 TM/\text{min}$$

$$\frac{\text{Hr}}{\text{T.M}} \quad \frac{\text{60 mm.Hr}}{\text{60 mm.Hr}}$$

Tiempo de descarga del silo :

374

$$\frac{374}{(1.058 - 0.393) \text{ TM/min}} = 562 \text{ min} = 9.37 \text{ Hr}$$

(1.058 - 0.393) TM/min

Tiempo de llenado del silo:

374

$$\frac{374}{0.343 \text{ TM/min}} = 951.65 \text{ min} = 16 \text{ Hr.}$$

(0.343 TM/min)

Velocidad crítica para 1,500 gr/lt.

Para tuberías de 5" de diámetro :

$$F1 = 1.48 \text{ (para 1.500 Kgr/lt)}$$

$$V_c = 1.48 [2 \times 9.81 \times 0.127 (2.98 - 1)]^{1/2}$$

$$V_c = 3.28 \text{ m/seg}$$

Para tubos de 4" de diámetro

$$V_c = 1.48 [2 \times 981 \times 0.1016 (2.98 - 1)]^{1/2}$$

$$V_c = 2.95 \text{ m/seg}$$

Máxima distancia de transporte por gravedad .

la máxima distancia horizontal que podrá ser enviada una pulpa debido al impulso adquirido durante su caída

está dado por

$$L = \frac{h d \sqrt{2g}}{w v^2}$$

donde

$$W = \gamma [a + C: 0.0018/(v.d)^{1/2}]$$

L = máxima distancia horizontal

h = altura de caída en metros

d = diámetro interior de tubería

g = gravedad

v = velocidad de pulpa en mt/sg

w = coef. de resistencia de tubería en función al diámetro.

γ = diámetro de pulpa TM/M³

a = constante de pulpa = 0.03

$$W = 1.5 [0.03 \times 0.018 / (2.95 \times 0.1016)^{1/2}]$$

$$W = 0.05$$

$$h \times 0.1016 \times 2 \times 9.81$$

$$L = \frac{\quad}{\quad}$$

$$0.05 \times (2.95)^2$$

$$L = 4.6h.$$

D.- Calculo de bomba

La bomba Mars envia la pulpa desde la planta de relleno hidrulico hasta la CH.100 del NV 680.

Dimetro de Tubera : 5"
Longitud de tuberas : 1,450 mt
Desnivel entre la
bomba y la CH100 : 257.5 mts
Caudal a transportarse : 367.3 G.P.M
Densidad de Pulpa : 1,500 gr/lit
Peso especfico de
slidos : 2.98

En la tabla que adjuntamos para tubera de 5" - cedula 40 y 368 G.P.M. se tiene :

- Prdida por friccin :

Para 100' de tuberas con agua limpia :

$$h_f = \frac{(368)^2}{350} \times 2.11 = 2.33' / 100$$

Para el caso de pulpa como el nuestro, Willians and Hazen recomienda un 50% ms que el agua limpia :

$2.33 \times 1.5 = 3.49' / 100'$ de tubera

Longitud total : 1,450 mt (4,756')

$h_f = 47.56 \times 3.49 : 1.66$

prdida por codos :

12 codos (radio largo) , 4.5' x codo

$$H_e = 12 \times 4.5 = 54'$$

Pérdida total de cabeza por fricción : 220'

Cabeza estática : 257.5 mts 845'

Cabeza total : 1065'

Calculo de características de la bomba

$$P = \frac{H \times P_e}{2.31}$$

$P =$ Presión (P.S.I)
 $H =$ Cabeza Total
 $P_e =$ Peso específico de Pulpa

$$P = \frac{1060 \times 1.5}{2.31}$$

$$P = 692 \text{ P.S.I (49 Kg/cm}^2\text{)}$$

$$HP = \frac{G \times H \times P_e}{4000 \times 0.8}$$

$G =$ caudal (G.P.M)
 3(7.3.G.P.M)

$$HP = \frac{367.3 \times 1065 \times 1.5}{4000 \times 0.80} = 183$$

Si bien es cierto la bomba Mars HP-180 de 375 H.P., presión 40 a 80 Kg/cm², cumple este requerimiento.

3.3 OPERACION DE RELLENO HIDRAULICO

3.3.1 CUADRILLA DE RELLENO HIDRULICO

La cuadrilla de relleno hidráulico debe estar conformado como sigue :

OCUPACION	FUNCIONES	OBREROS X GUARDIA	GUARDIAS	TOTALES
BOMBERO	Arrancar y parar el bombeo. chequear densidad, en los silos chequear nivel de pulpa y controles de valvulas.	1	3	3
PREPARADORES	Preparación y colocación de yute	2	1	2
TUBEROS	Instalaciones nuevas. recuperación e instalación de tubos en los tajeos a rellenar. Controlar el buen rellenado en el tajeo, anular fugas.	2	1	2
STOPERO		2	3	6
CAPATAZ	supervisar	1	2	2
TOTAL				15

3.3.2 ACONDICIONAMIENTO DE UN TAJEO PARA RELLENO HIDRAULICO

a. TAPONES DE MADERA EN LOS EMPOTRADOS Y CAMINOS

Los tapones deben hacerse en la parte mas angosta de los empotrados y donde no existe fracturas en la roca, para evitar fugas, el entablado debe ser con tablas verticales separadas entre sí 1.5".

b. COLOCACION DEL YUTE

De acuerdo a las medidas del tabón la cuadrilla de relleno cocen el yute.

El yute preparado debe cubrir las cajas en una longitud de 2 mts Por la parter del piso al extremo del yute debe exponerse sobre roca dura donde se le echará mezcla de cemento (esto se hace cuando es primer relleno). A los extremos laterales, del yute de ambas cajas también se le echa mezcla de cemento para evitar fugas.

3.3.3 RELLENO DEL TAJEO CON RELLENO HIDRAULICO

El relleno contiene un 67% de partículas de malla - 200 (debajo de 74 micrones), por lo tanto como el caudal de agua ingresante es alto (451 G.P.M) es necesario evitar al máximo la turbulencia del agua emosado en el tajeo. buscando así que las partículas finas lleguen a precipitarse.

En tajeos grandes se usan tablas con huecos de drenaje

las represas, si el tajeo tuviera 2 extracciones, ya sean empotrados o chimeneas, entonces primero debe rellenar hacia una de las extracciones, drenando el agua por la otra extracción, luego debe pasarse a la otra extracción de tal modo que todos los finos se vayan reemplazando hacia el fondo.

En tajeos pequeños durante el relleno el agua se llena rápidamente, para los cuales se usa tubos de drenaje rápidamente, para los cuales se usa tubos de drenaje de 4" con sus extremos abiertos para que ayuden a evacuar el agua y no se llene el tajeo rápidamente.

3.3.4 CONTROLES Y SUPERACION EN RELLENO HIDRAULICO

encargado de relleno hidráulico debe llevar un cuaderno donde se encontrarán para cada tajeo la hora de inicio, parada y porque se paró el envío de carga, reinició, hora y fecha que se terminó de rellenar dicho tajeo; también debe llevarse el control de las densidades promedio para cada guardia.

COMPOSITO MENSUAL DE RELLENO HIDRULICO

NS de tajos	Fecha de inicio de relleno	Fecha termino de relleno	tiempo total (Hrs)	Tiempo neto de relleno	motivo de horas muertas.	Densidad Promedio	Volumen de relleno
754.2	30.11.93	17.12.93	420	36.3	Problema operación mina 10% - Falta de H ₂ O 25% - Aumentar tuberías 25%	1350	363

CAPITULO IV

AUMENTO DE CAPACIDAD DE LOS BOLSILLOS (POQUETS) DEL PIQUE 066

GENERALIDADES

El aumento de capacidad de los bolsillos tiene una justificación ya que el 60% de la producción depende del izaje del pique 0.66.

Inicialmente tenía una capacidad de 300 T.C.S, para lograr esto se han tenido que realizar, proyectos complementarios que sincronizadamente se han tenido que efectuarse sin interrumpir la extracción e izaje demineral.

Estos proyectos, son un crucero de acceso dirigido hacia un nuevo bolsillo auxiliar (cap 330 T.C.S) que funcionará como bolsillo principal mientras duran los trabajos de acondicionamiento por donde se deslizan los cables de Winche desde la nueva cámara de poleas y la cabina del winche , el proyecto de la prolongación de la rampa 760 desde el NV 4,360 hasta el NV 4,343 , esto es con la finalidad de que en caso sucedas algún inconveniente en el pique 066 la producción saldría por volquete por la rampa hacia la planta encontradora, esto implica que la

prolongación de la rampa debe de tener un bolsillo para captar el mineral y sacarlo por volquetes.

El incremento de capacidad de los bolsillos implicó levantar el catillo del pique desde la cota 4484 m hasta 4495 m. a continuación detallaremos cada uno de estos proyectos.

4. AMPLIACION DE LOS BOLSILLOS ACTUALES

Dentro de las alternativas presente se decidió por la que iba a demorar menos tiempo, primando desde luego el factor económico.

4.1 LEVANTAMIENTO TOPOGRAFICO DEL PIQUE 066

Para este tipo de trabajo se tenía en contar con un levantamiento topográfico al detalle, el cual quedó listo después de una semana de trabajos continuos y sucesivos.

4.2 DISEÑO DEL PROYECTO

Planteadas las alternativas y ya contando con el levantamiento topográfico se decidió a realizar los trabajos de gabinete quedando lista para su aprobación al cabo de 10 días.

Esto lo podemos observar en los planos correspondientes.

4.3 PERFORACION VERTICAL SOBRE LA ESTRUCTURA DE PIQUE

Para empezar la perforación previamente realizamos la protección con dos tapones de madera; como para tapar la comunicación del inclinado hacia la cámara de poleas y el otro para proteger todo el castillo del pique. Para captar todo el material producto de la perforación se armó una pequeña tolva dentro de los bolsillos actuales de mineral a 2 mt. sobre la plancha de volteo con una capacidad de 1.75 mt³ este material se descargaba en un horario establecido.

Concluido los trabajos de protección de madera, y ya proyectado los dos ejes en el techo actual del pique se comenzó a perforar una chimenea piloto de una sección de 4' x 4' y una longitud de 11 mts., luego empezó el desquinche para darle una sección de 2 mt. de ancho x 6 mt de largo ; todo ese trabajo duró aproximadamente 1 mes con 10 días siendo el costo de \$ 5,500 Dólares de la chimenea piloto; el costo del desquinche asciende 6,072 Dolares , haciendo un total de \$ 11,572 Dólares.

La comunicación de la perforación tubo que concluirse con asegurar la corona con split set,.

4.4. ARMADO DE CUADROS

El castillo del pique está conformado por tres compartimientos; y además cave señalar que es un pique rectangular de 59" x 61" . Para llegar a la nueva cámara de poleas se ha tenido que armar tres cuadros:

El primero 189" = 15.75 pies

El segundo un cuadro de 59" y el

El tercero un cuadro de 71".

Para agilizar y levantar todos ,los cuartones del pino preparados, se ha contado con una wincha neumática.

Términado de armar el último cuadro, para darle mayor solidez se encofró en forma de anillo.

El costo de los tres cuadros es de \$ unidad 300, haciendo un total de \$ 2,700

4.5 COLOCACION DE VIGAS TRANSVERSALES Y VERTICALES

Los trabajos previos a la colocación de las vigas horizontales y trasnversales se tubo que hacer su respectivas patillas y en algunos casos muros de soporte para su fijación.

VIGAS	TIPO	LONGITUD	ESPECIFICACIONES	CANTIDAD
HORIZONTALES	H	4.5 mt	10" x 10"	4
TRANSVERSALES	H	4.5 mt	10" x 10"	1
VERTICAL	H	2.0 mt	8" x 8"	1

Después de montadas las vigas para su anclaje definitivo se tubo que realizar una nivelación milimétrica para evitar problemas con las chumaceras y ejes de las respectivas poleras.

El costo de las vigas se estiman en 5,400 Dólares.

4.6. PROTECCION DEL CASTILLO DEL PIQUE

Esto ha realizaba con pernos pasantes o templadores de fierro corrugado de 63" ó 65" por ser la sección del pique reectangular (59" x 61"). El fierro corrugado ha sido de 3/4" .

4.7 COLOCACION DE VIGAS DE TRANSVERSALES EN LA PARTE POSTERIOR DEL CASTILLO DEL PIQUE

Teniendo en cuenta que el desquinche de los bolsillos del pique iva dejar 9 mt. abiertos (en la parte posterior que dá cara a los poquets) sin un aseguramiento adecuado y ademas esta tenía que ser la cara que tenía que estar en contacto con el mineral almacenado, inicialmente se plantearon 2 opciones para realizar este trabajo de protección:

La primera fué hacerla con un muro de concreto, con un alma de fierro corrugado de 1/2" , y un espesor de 0.5 mt., utilizando un acelerador de fraguado - sika.

La segunda fué colocando vigas transversales tipo H de 15" x 15": espaciadas cada 4.5 mts. con una longitud

4.0 mts. Estas vigas servirán para colocar rieles de 50 lbs/yd. y soldarlas vigas transversales.

Después de un análisis, llegamos a la conclusión de realizar la segunda primeramente, por tener todo los materiales, en stock, segundo que este trabajo se iba a relizar más rápido y finalmente porque el tiempo de duración era más largo y mas fácil de repararlo; esto tuvo un costo de \$ 3,700

4.8 SOLDADURA DE RIELES

Ya colocado las vigas trasnversales, las rieles de 50 Lb/yd se ivan soldando de acuerdo como se avanzaba con el desquinche de los bolsillos, esto porque el desquinche del pilar no afectara la estructura de fierro que se iba armando.

4.9 ARMADO DEL TABIQUE CENTRAL ENTRE LOS 2 BOLSILLOS

Este tabique se realizó de concreto armado, teniendo en cuenta que el que existía era de este material y además, este tenía que servir como base del nuevo que se armaría.

El tabique tiene las siguiente dimensión 4.5 m x 0.5 m x 9 mts; con un alma de fierro corrugado de 1/2" , el costo total fue de \$ 2,000/

4.10 DESQUINCHE DEL NUEVO BOLSILLO DE ACUERDO A LA CAPACIDAD DISEÑADA.

Esto se ha realizado en 2 etapas teniendo muy en cuenta la soldada de la primera serie de los rieles,

Para la segunda se ha hecho teniendo como piso el material de la primera.

4.11 ARMADO DEL CUADRO SALIENTE PARA LAS PLANCHAS, DE VOLTEO

Este se ha hecho con la finalidad de colocar las nuevas planchas de volteo.

4.12 COLOCACION DE PLANCHAS DE VOLTEO

Todo el diseño se ha hecho sobre plancha de 1/2" la longitud de la plancha es de 1.5 m x 2.3 m . Esta plancha se ha fijado en el cuadro saliente en pernos de 3/4" x 9" .

4.13 FIJACION DE COTAS EN LOS NUEVOS CUADROS

Se ha realizado esta con la única finalidad de chequear antes de hacer el traslado de poleas y cable.

4.14 TRASLADO DE POLEAS Y CABLES DEL WINCHE

Ya realizado todos los trabajos anteriores para facilitar este trabajo se tuvo que realizar el traslado del cable del Winche (Emel Wolf Essen) y la fijación de poleas.

4.5 CRONOGRAMA DE ACTIVIDADES

5. CRUCERO DE ACCESO HACIA EL BOLSILLO AUXILIAR

Anteriormente ya existía un pequeño crucero de sección 7' x 8', que servía para meter todos los materiales cuando se hacía mantenimiento del pique, y escasamente para otros casos, esto se tuvo que aprovechar para minimizar costos y

ganar tiempo.

5.1 LEVANTAMIENTO TOPOGRAFICO DE LA ESTACION DEL WINCHE

Se tuvo que realizar este trabajo para evitar pegarse mucho con el dequinche a la caja del winche, y así poder debilitar y comprometer su estabilidad.

5.2 DISEÑO DEL CRUCERO DE ACCESO

Encontrado ya en el levantamiento topográfico, al crucero existe se tenía que aumentar su longitud hasta llegar a la galería que servía como extracción principal de la veta luz, además se tenía que desquinchar para lograr el radio de curvatura ideal.

5.3 COLOCACION DEL CAMBIO DE DOBLE VIA

Exsistía con cambio simple; para que puedan entrar la locomotora con un convoy de 10 carros y además teniendo presente que estos son de 120 pies³, era necesario la fabricación de un cambio de doble vía utilizando para ello rieles de 50 lb/yd y una plancha como base, el espesor de esta es de 1/2.

5.4 CAMBIO DE RIELES DE 30LB/YD POR 50 LB/YD

Como el crucero principal de la mina carmen (c x 186) esta en línea de cauville de 50 lb/yd este crucero de acceso tenía que tener el mismo tipo de línea.

5.5 INICIO DEL DESQUINCHE DEL CRUCERO ACTUAL

Previo para empezar la perforación y soldadura del crucero, se realizó un desquinche para lograr el radio de curvatura deseado de preferencia al lado de la

cabina del winche.

5.6 INICIO DE LA PERFORACION Y VOLADURA DEL FRENTE

Para que se logre la longitud deseada, para la cola de carros, se ha tenido que avanzar 17 metros aproximadamente con una sección de 5' x 9', la perforación se ha realizado en Magnina Jack ley y la limpieza con una pala LMH 56 - Atlas Copco.

5.7 ENCOFRADO DE LAS CAJAS

Debido a la presencia de una falla en la zona donde se tenía que armar la tolva metálica del bolsillo auxiliar y además por pequeñas grietas, en la entrada de la cabina del winche se tubo que encofrar ambas cajas.

5.8 CRONOGRAMA DE ACTIVIDADES

6. INCLINADO DIRIGIDO A LA NUEVA CAMARA DE VOLTEO

Antes de comenzar a realizar este trabajo, se tuvieron que tomar todas las precauciones, del caso para no evitar la paralización del izaje de mineral, cabe mencionar los trabajos de madera para proteger el cable, lo delicado de la voladura porque donde se iba a comenzar el nuevo inclinado era una zona sumamente fracturada.

6.1 ARMADO DE CUADROS EN TODA LA LONGITUD DEL INCLINADO

Se ha realizado con madera redonda de 6" x 6" x 10' primera para sostener la parte superior de inclinado evitando así desprendimiento de rocas, gas afectarían

al cable, en segundo lugar porque servirían como base para la camada de tablas asentadas sobre todos los sombreros.

6.2 ENTABLADO DE LOS CUADROS

Con la finalidad de que todo el material producto de la voladura se delize por esta superficie hasta llegar a la tolva, logrando así que el cable trabaje en perfectas condiciones.

6.3 ARMADO DE UNA TOLVA

Para descargar todo el material, producto de la voladura; ha sido una tolva especial por el diseño mismo, ya que las condiciones no permitieron hacer una tolva convencional.

6.4 PROTECCION DEL WINCHE CON UNA CORTINA

Esta cortina se hizo delante de los tamboras del winche para proteger toda la estructura misma del winche, ya que la onda explosiva misma del winche, expulsaba trozos de roca muy cerca al winche en los primeros disparos.

6.5 SUJECION DE TODOS LOS CUADROS CON CABLE

Para darle más estabilidad, en los extremos de los sombreros de cada cuadro se ha ido pasando cable de acero de 7/16" a lo largo de toda la zona de cuadros.

6.6 INICIO DE LA PERFORACION VOLADURA DEL NUEVO INCLINADO

La sección tenía que tener 5' x 5' para lograr se realizó una chimenea piloto inclinada de 4' x 4' y luego se comenzó a deguinchar para lograr la sección inclinada. Ya que en el transcurso de la perforación nos encontramos en terreno fallado para no comprometer el macizo rocoso se utilizó una semigelatina de 45%.

6.7 COLOCACION DE PERNOS DE ANCLAJE

Los split set se tuvieron que colocar en malla para darle mayor seguridad a la cara interno del inclinado, esto porque en época de lluvias comienza aparecer algunas filtraciones de agua y esta ocasiona desprendimientos de rocas.

6.8 ENCONFRADO DEL CUADRO EN LA ZONA DE COMUNICACION

El encofrado del castillo del pique en la zona de comunicación se hizo primeramente por seguridad y en segundo lugar porque la caliza en ésta zona presentaba ciertas alteraciones, esta 4490 m.

6.9 CRONOGRAMA DE ACTIVIDADES

7. BOLSILLOS AUXILIAR

Se tuvo que hacer esto con la única finalidad de que cuando se tenía que iniciar el desguinche de los nuevos bolsillos de mineral, el izaje de mineral iba ha quedar troncado pero todo el mineral extraído, finalmente cuando todo el

proyecto esté funcionando al 100%, ha este bolsillo se le va ha dar el uso para acumular material esteril.

7.1 LEVANTAMIENTO TOPOGRAFICO

Este levantamiento ha sido con la finalidad de relacionar el crucero de acceso y el antiguo inclinado, para diseñar, luego el proyecto. El levantamiento topográfico también se hizo del actual cuadro de estación en el nivel 4950 m.

7.2 INICIO DE LA PERFIRACION Y VOLADURA

Como en todo trabajo de esta naturaleza primeramente se hizo una chimenea piloto de 4' x 4' sin comunicar al inclinado, luego ya se procedió con el desquinche final quedando con una sección de 6' x 6'; la longitud de la chimenea es 22m.

7.3 ARMAZON DE LA TOLVA

Toda la estructura de la tolva ha sido metálica, se colocaron 4 vigas H de 5" x 5" en lugar de los postes y puntales lineales repectivamente, también cabe señalar que la camada de soporte ha sido en rieles de 30 lb/yd y para que la extracción de mineral tenga la misma fluidez del caso se le colocó un pistón neumático.

7.4 ARMADO DE UN MURO DE CONCRETO EN LA COMUNICACION CON EL ANTIGUO INCLINADO

Este iva ha servir primeramente para que en el momento de la comunicación de la chimenea piloto no sufra

ningún deterioro la wincha y en segundo lugar cuando ya funcionaría como con poquet de mineral para contener al mineral y no caiga por el inclinado.

7.5 COMUNICACION DEL BOLSILLO AUXILIAR

recien se realizó cuando se concluyó de armar el muro de concreto, primeramente sondenado con barnos largos para no comprometer el cable especialmente.

7.6 CONVOCACION DEL CUADRO SALIENTE

para colocar las planchas de volteo y así el skips pueda vaciar la carga con facilidad.

7.7 COLCOACION DE LAS PLANCHAS DE VOLTEO

Estas han sido los mismos que servían para voltear en el anterior bolsillo antes de hacer la amopliación.

7.8 CRONOGRAMA DE ACTIVIDADES

8. PROLONGACION DE LA RAMPA FERNANDO

(760)

Este proyecto se realizó pensando en que la alimentación de mineral hacia la planta concentradora deberán ser contínuol; una paralización del winche de izaje para un mantenimeinto mecánico u eléctrico entorpece todo el proceso de izaje, y como ya dijimos el 60% del mineral depende de las buenas condiciones del winche como medida cautelativa, se decidió por prolongar la rampa 760 desde el NV 4360 hasta 4,320 donde se ubica la cabina de carguío de los volquetes o teletram.

8.1 LEVANTAMIENTO TOPOGRAFICO DE LA RAMPA FERNANDO.

Este levantamiento nos iba a permitir hacer un proyecto integral, donde se tenía que diseñar la cámara de bombeo; el agua es producto de las filtraciones naturales y también el agua producto de la percolación del relleno hidráulico, la cabina de carguío de mineral en su respectivo bolsillo.

8.2 ACONDICIONAMIENTO PARA LA ZONA DE CARGUIO

Pensando en todo el material estéril que se tenía que evacuar producto del desquinche de la rampa, prolongación de la rampa 760 y las 2 cabinas, una para la taza de bombeo y la otra para el carguío del mineral, el scoops de 3.5 yd³ de capacidad necesitaba una labor apropiada para cargar a los volquetes directamente ; esto se realizó aprovechando el cruce 066 en este se agilizó enormemente la eliminación del material estéril.

8.3 DESQUINCHE DEL ULTIMO TRAMO DE LA RAMPA

Para iniciar la perforación de la rampa de acuerdo al diseño del proyecto el último tramo de la rampa 760 tenía que ser ampliado pensando en los equipos que se tenían que movilizar ya que por varios años desde que se terminó de hacer esta rampa no se le dió mantenimiento ello permitió apelmazar la carga en el piso disminuyendo enormemente su sección.

8.4 INICIO DE LA PERFORACION - VOLADURA EN EL TRAMO AF

Las circunstancias no permitieron comprar, alquilar ó trasladar un equipo tipo jumbo para acelerar la perforación, es por ello que se optó por instalar dos máquinas perforadoras tipo Jack Ley en barreno integral de 8'. La sección de la rampa es 12' x 12' y la limpieza del frente se hizo con un scoop de 3.5 yd³; la evacuación del aguya con una bomba neumática; en todo estos trabajos se programó 3 turnos. La rampa es negativa en 12% de gradiente.

8.5 PREPARACION DE LA CABINA DE CARGUIO

Concluido el tramo en - 12% de gradiente, se avanzó 12 metros trasnversales en gradiente 0% para ubicarnos en la zona de la cabina de carguio, esta logró tener como sección de 6 metros por 4 mettros (6 m x 4 m), concluido la perforación todas las cajas y techo se aseguró con split set.

8.6 PERFORACION - VOLADURA A PARTIR DE LA CABINA HACIA EL CRUCERO 051

Esto para hacer el bolsillo de mineral; inicialmente se realizó una chimenea piloto para luego ensancharla, logrando almacenar 120 T.C.S.

La comunicación se hizo hacia el crucero 051 en el NV 4360.

8.7 COLOCACION DE LA TOLVA NUMATICA EN EL BOLSILLO DE MINERAL.

El diseño de la tolva, se ha hecho con descargue en la parte inferior, para facilidad en el carguio.

Los postes han sido cambiados por vigas tipo H de 6" 6" lo mismo que los puntales lineales.

8.8 ARMADO DEL SISTEMA DE VOLTEO SOBRE EL BOLSILLO DE MINERAL.

Concluido el bolsillo para facilitar el volteo de los carros con mineral se instaló una jiba empotrada (lomo de camello)

8.9 PERFORACION - VOLADURA PARA LA CAMARA DE BOMBEO

Antes que se comenzara a utilizar el relleno hidráulico toda el agua captada en el NV. 4360 era directamente bombeada hasta el NV 4450 ; pero la percolación continua del agua del R.H ha incrementado el agua en 50% y para ello se requería una cámara de bombeo de mayor capacidad. El diseño se puede apreciar en los planos respectivos.

8.10 ENCOFRADO DE LA CAMARA DE BOMBEO

Concluido los trabajos mineros, en encofrado corrió a cargo de ingeniería civil. El diseño está hecho en tazas gemelas teniendo en el frontis una taza que pas el agua decantada.

8.11 COLOCACION DE LAS BOMBAS

Estas son 2 bombas eléctricas en serie, con una potencia de 60 HP cada una. Estas van ancladas a una base de concreto con pernos posantes en la base.

8.12 CRONOGRAMA DE ACTIVIDADES

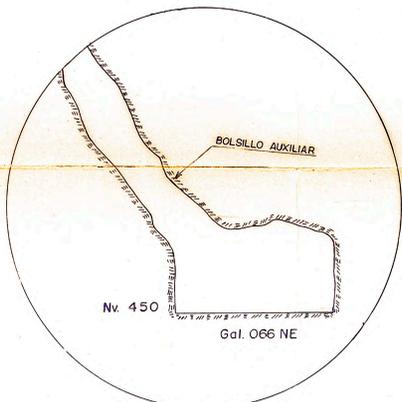
9. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

1. El relave clasificado (8,322 m³/mes) tranquilamente cumple las necesidades de relleno/mes de todos los tajeos de corte y relleno (5300 m³/mes).
2. El relleno hidráulico con silo definitivamente debe reemplazar al relleno convencional para aminorar el tiempo del ciclo actual de relleno convencional en la mina.
3. Siempre debe haber un tajeo en "Stand By" listo para echar relleno de tal forma que si hay una falla en el tajeo que se está relleno se pase inmediatamente al tajeo en stand by y siga la continuidad del relleno.
4. Dado que el aporte de mineral de la zona alta en la mina Carmen cada es menor por agotarse los tajeos, cada día se depende más del winche de izaje y de la rampa 760; es por ello que estos 3 proyectos permitieran la fluidez necesaria de mineral hacia la planta concentradora.

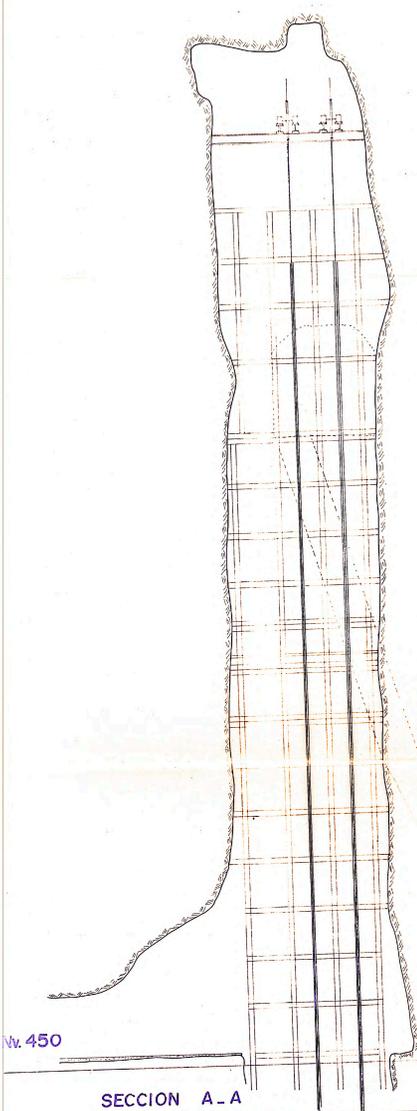
La inversión en los 3 proyectos asciende a \$ 186,242, en la instalación del relleno hidráulico, se contó en la gran mayoría de materiales, pero se invirtió \$ 60,000 adicionales para implementarlo, esto hace una inversión de \$ 246,242.

10. BIBLIOGRAFIA

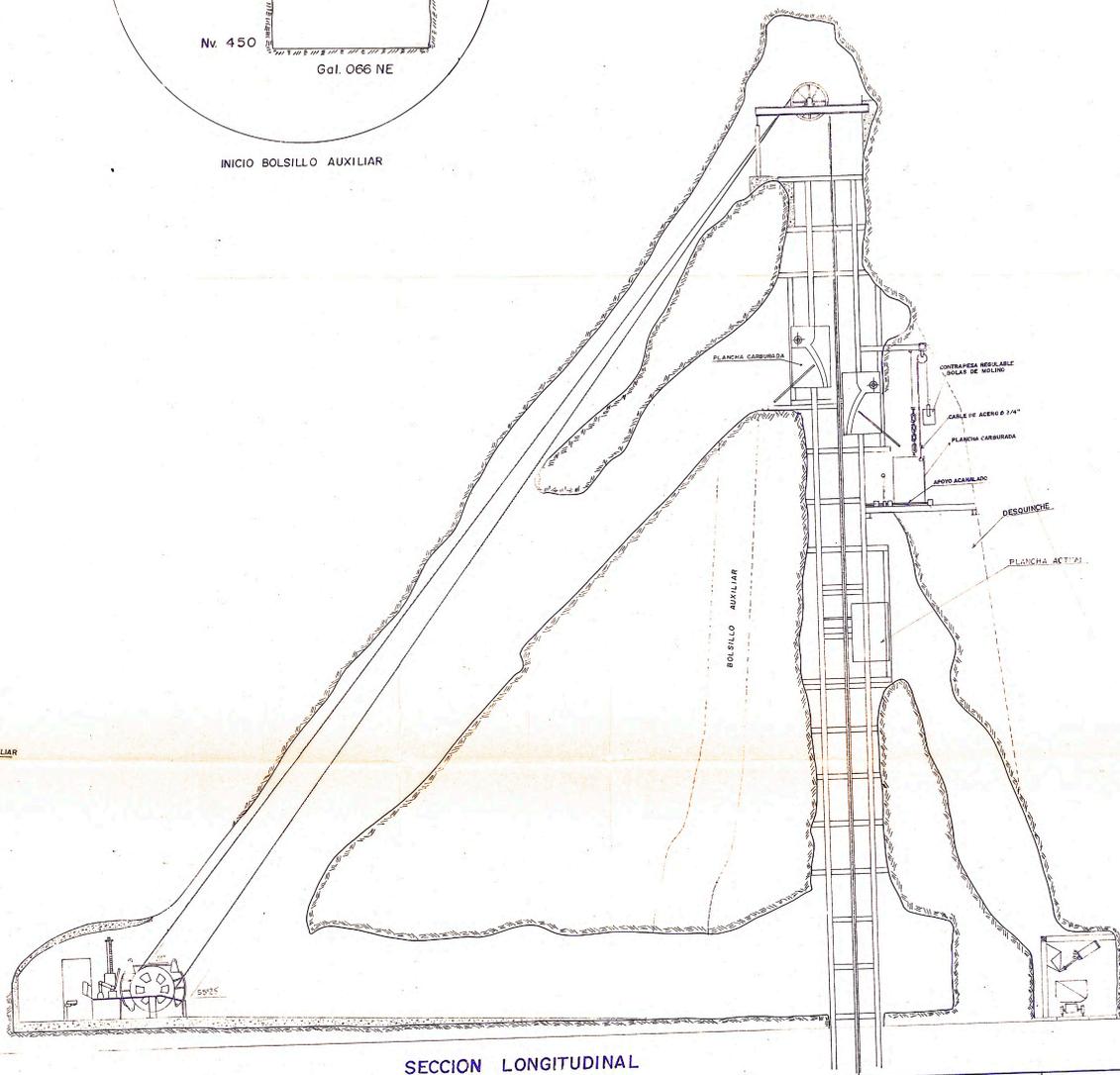
- 1.- Manual STEEL CONSTRUCTION - AISC.
- 2.- Estudio de relleno hidráulico, Ing. Samuel Saravia.
- 3.- Planeamiento operacional de la cia de minas Buenaventura.
- 4.- Cubicación de reservas de la cia de mina Buena ventura.



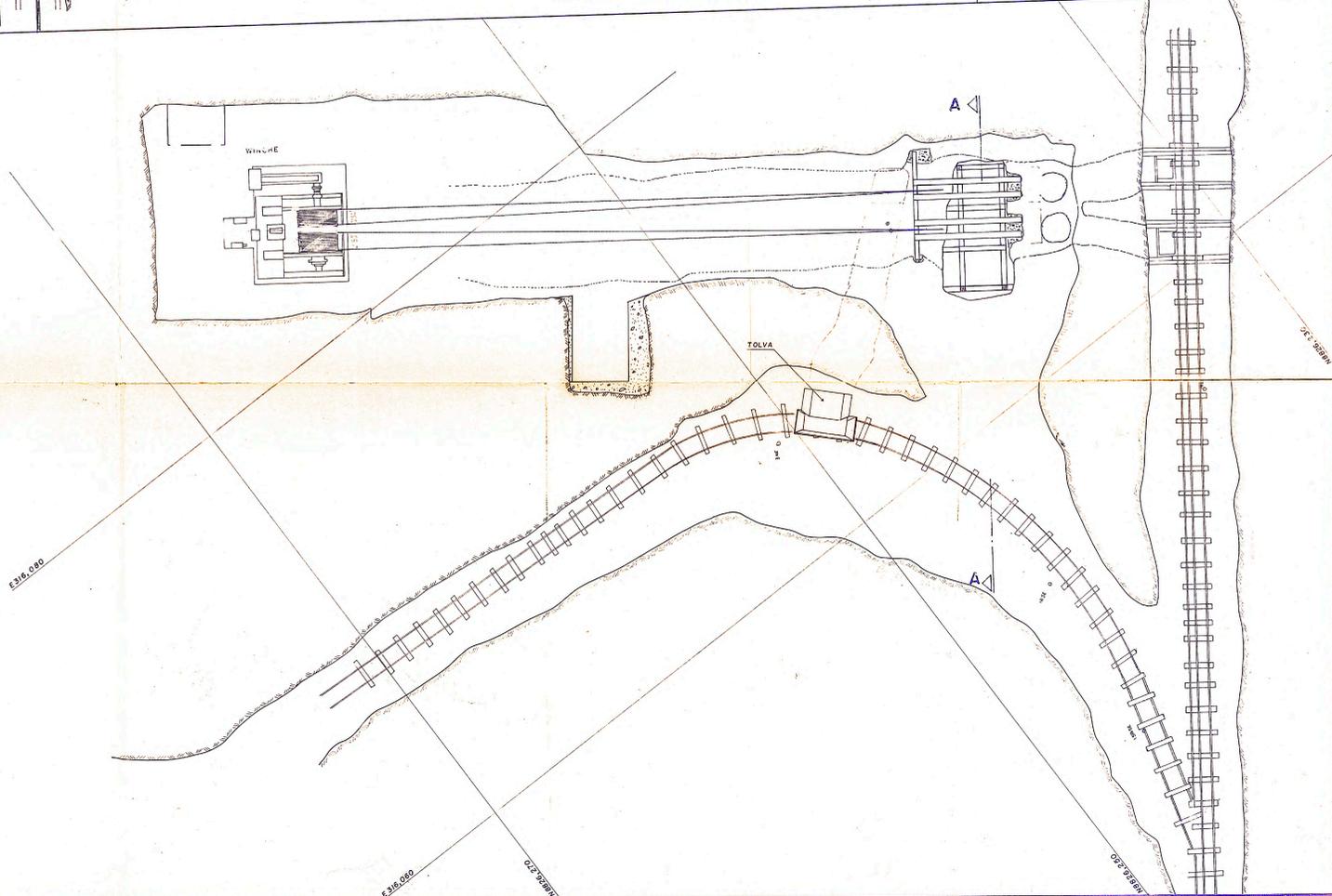
INICIO BOLSILLO AUXILIAR



SECCION A-A



SECCION LONGITUDINAL



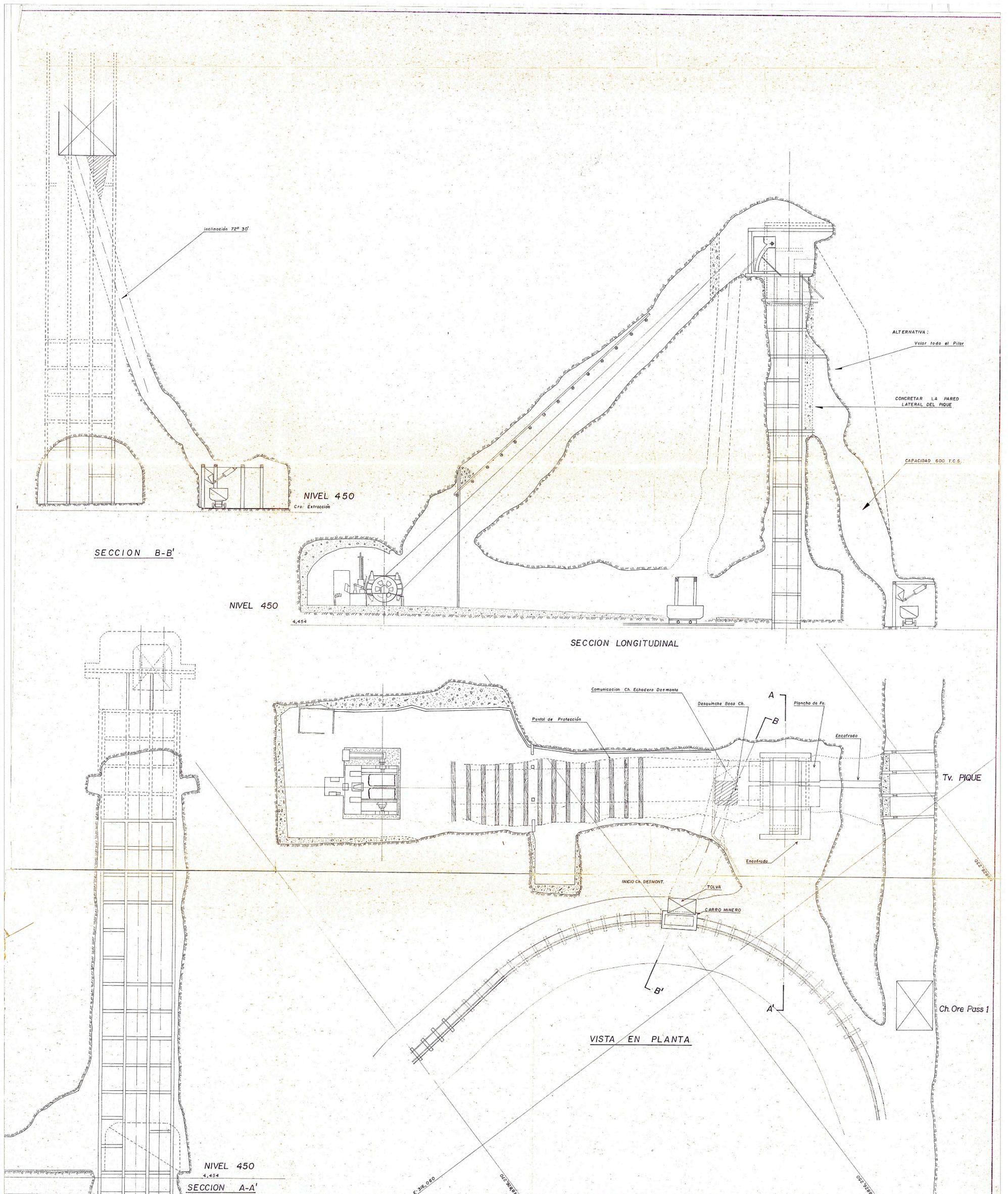
REFERENCIAS:	OBSERVACIONES:

PROYECTO	Ing. D. Briones
DIBUJO	Ing. D. Briones
REVISADO	Ing. B. Ponce P.
APROBADO	Ing. S. Bejarano R.

ESCALA	FECHA
1 / 100	Abril - 1992

GA. DE MINAS BUENAVENTURA S. A.
 UNIDAD UCHUCCHACUA
PROYECTO AMPLIACION
PIQUE LUZ 066
Nivel 450 Mina Carmen

pag. 62



SECCION B-B'

SECCION LONGITUDINAL

VISTA EN PLANTA

NIVEL 450
4,454

SECCION A-A'

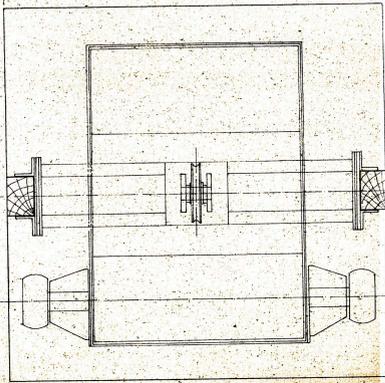
REFERENCIAS:	OBSERVACIONES:
PROGRAMADO	<input type="checkbox"/>
EJECUTADO	<input type="checkbox"/>

PROYECTO	Ing. O. Briones
DIBUJO	Ing. D. Briones
REVISADO	Ing. B. Ponce P.
APROBADO	Ing. S. Balazano R.

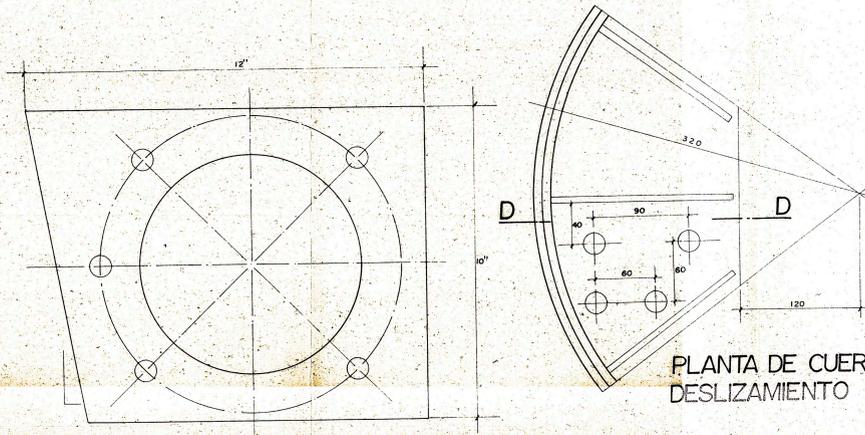
ESCALA	1/100
FECHA	Marzo de 1992

CIA. DE MINAS BUENAVENTURA S.A.
UNIDAD UCHUGCHACUA

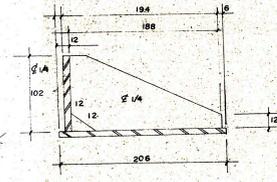
PROYECTO DE AMPLIACION
PIQUE LUZ 066
NIVEL 450 MINA CARMEN



DETALLE PLANTA

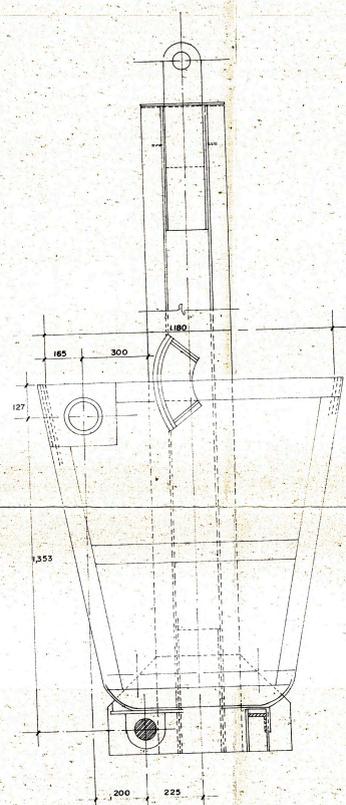


PLANTA DE CUERNO DESLIZAMIENTO

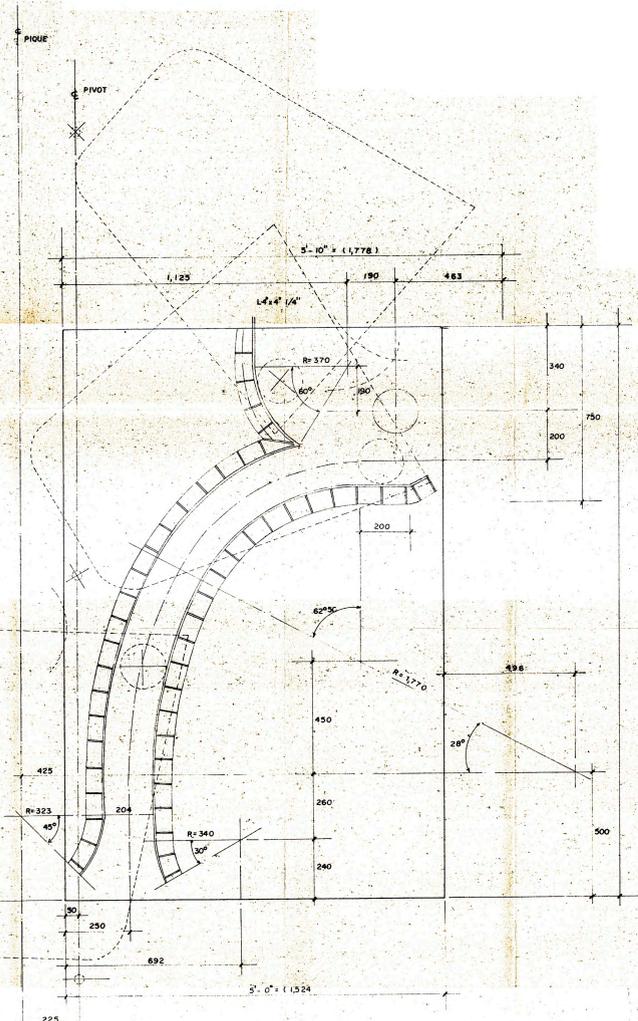


SECCION D-D

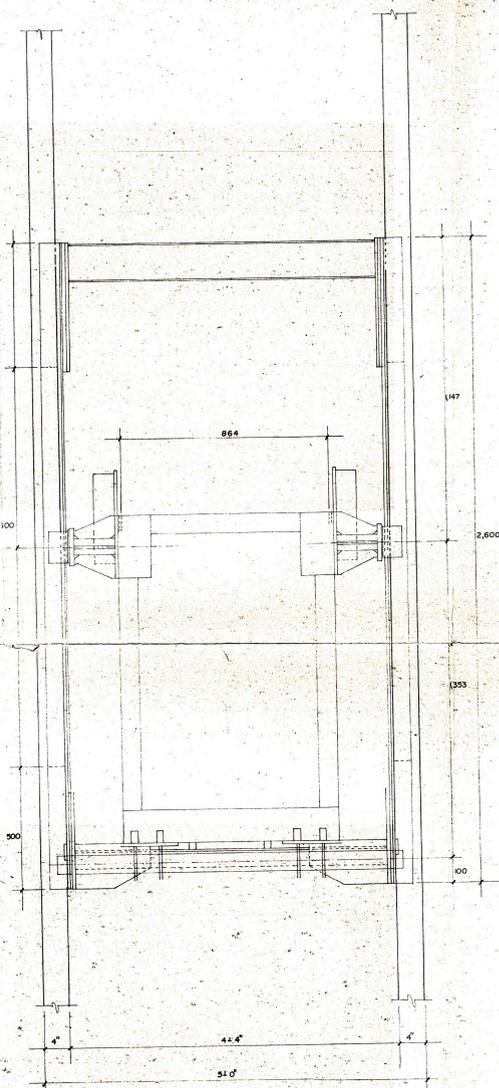
DETALLE RUEDA LOCA



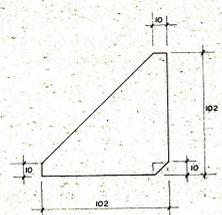
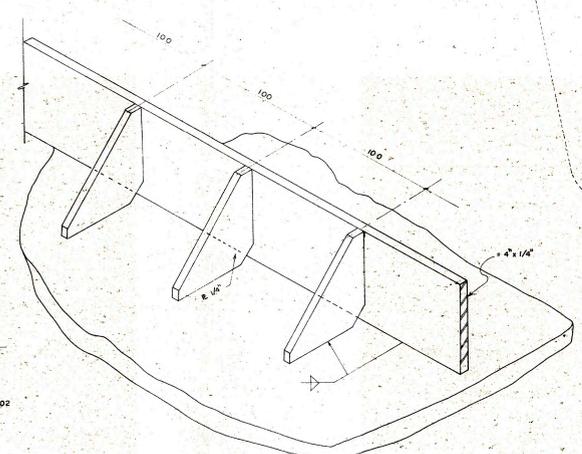
LATERAL



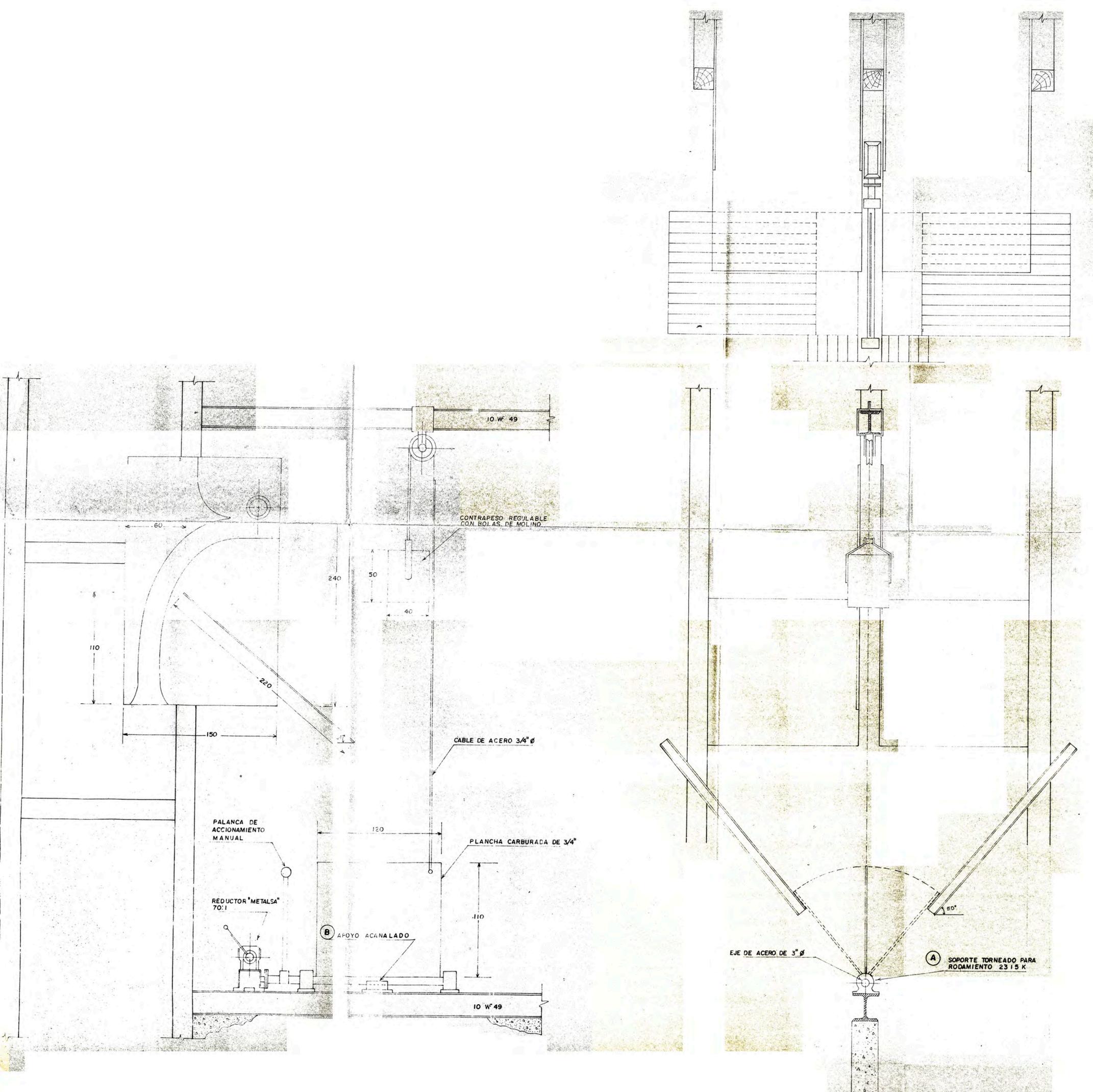
FASES DE VOLTEO



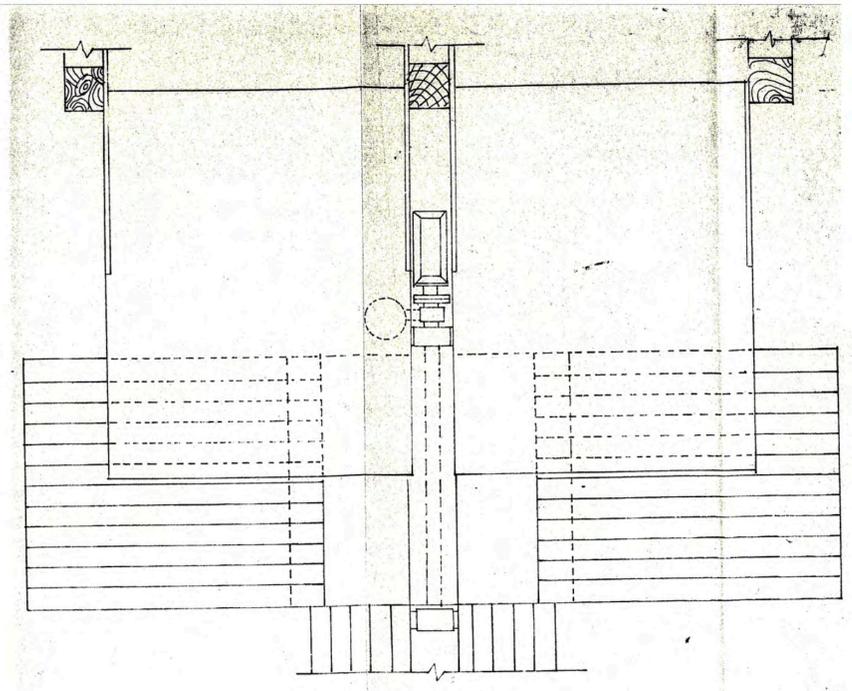
ELEVACION



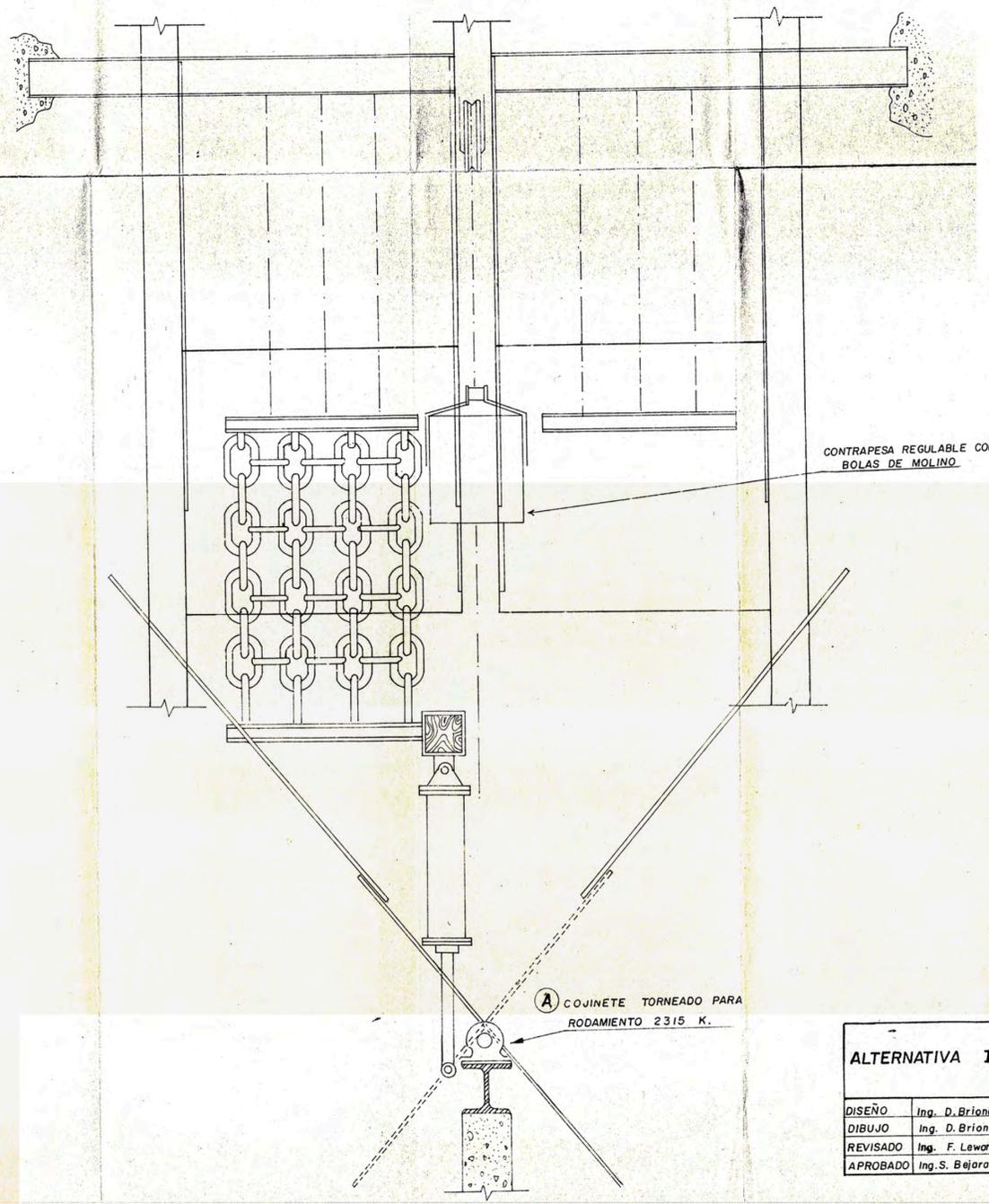
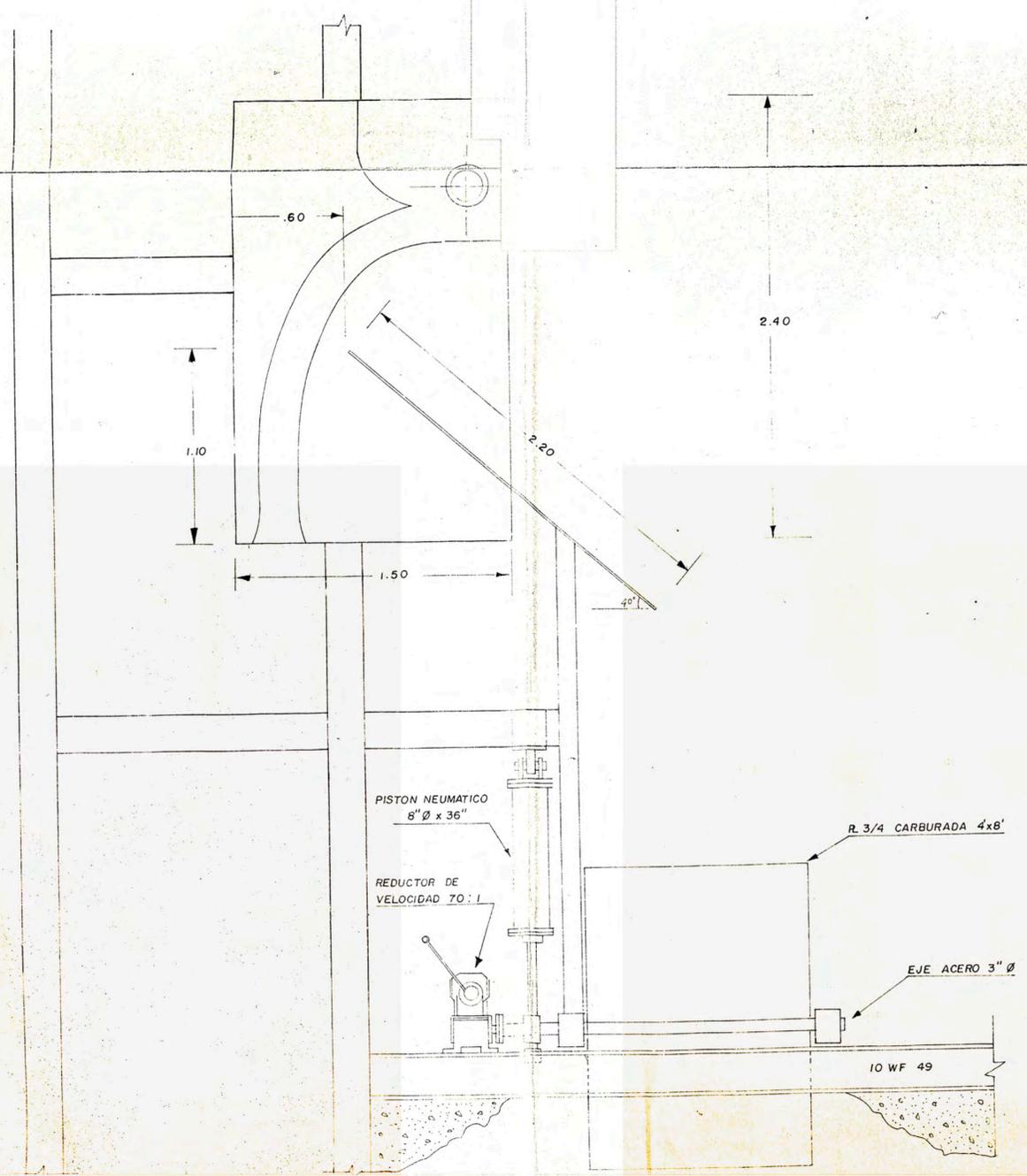
		ESCALAS INDICADAS	CIA. DE MINAS BUENAVENTURA S.A. UNIDAD UCHUCCHACUA PROYECTO SISTEMA DE IZAJE Y VOLTEO SKIP - ENSAMBLE GENERAL
DISEÑO	Ing. D. Briones	FECHA	
DIBUJO	Ing. D. Briones	Abril - 1992	
REVISADO	Ing. B. Peña P.		
APROBADO	Ing. S. Bajón R.		



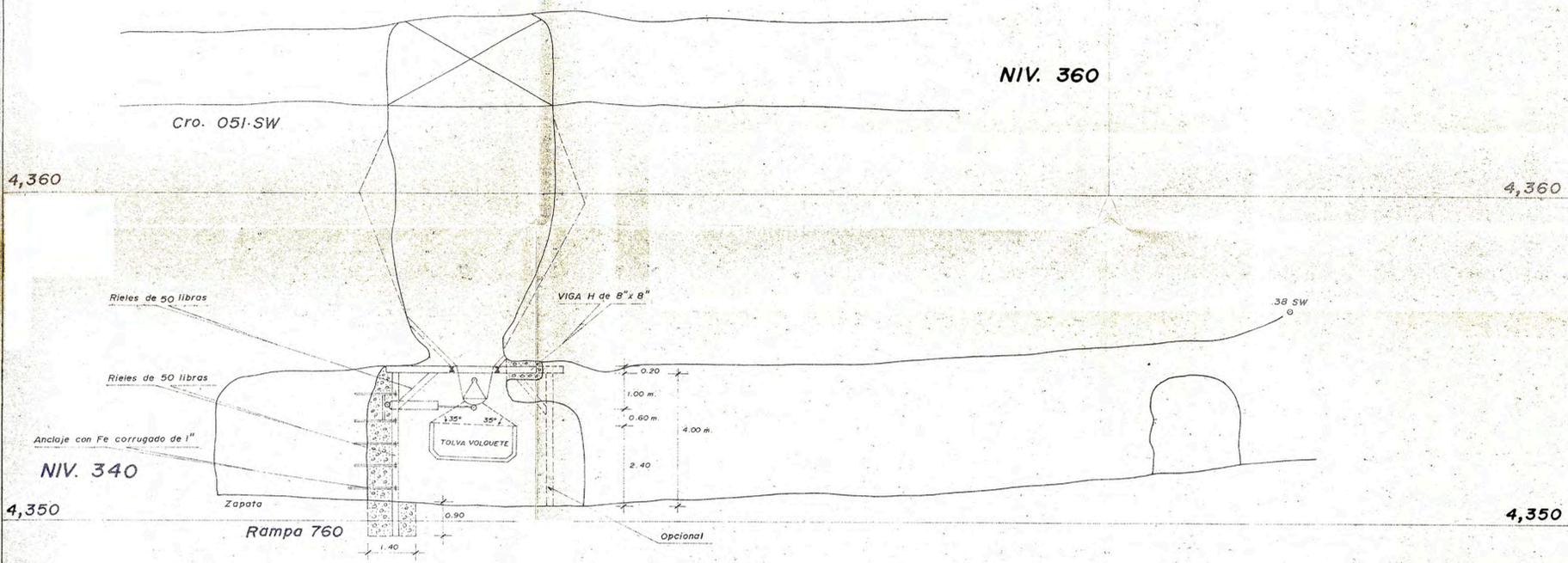
ALTERNATIVA I		ESCALA 1/20	CA. DE MINAS BUENAVENTURA S. A. UNIDAD UCHUOCHACUA
DISEÑO	Ing. D. Briones	FECHA	DEFLECTOR DE DESCARGA PIQUE LUZ
DIBUJO	Ing. D. Briones	Mayo, 1992	
REVISADO	Ing. F. Lewandowsky		
APROBADO	Ing. S. Bejarano R.		



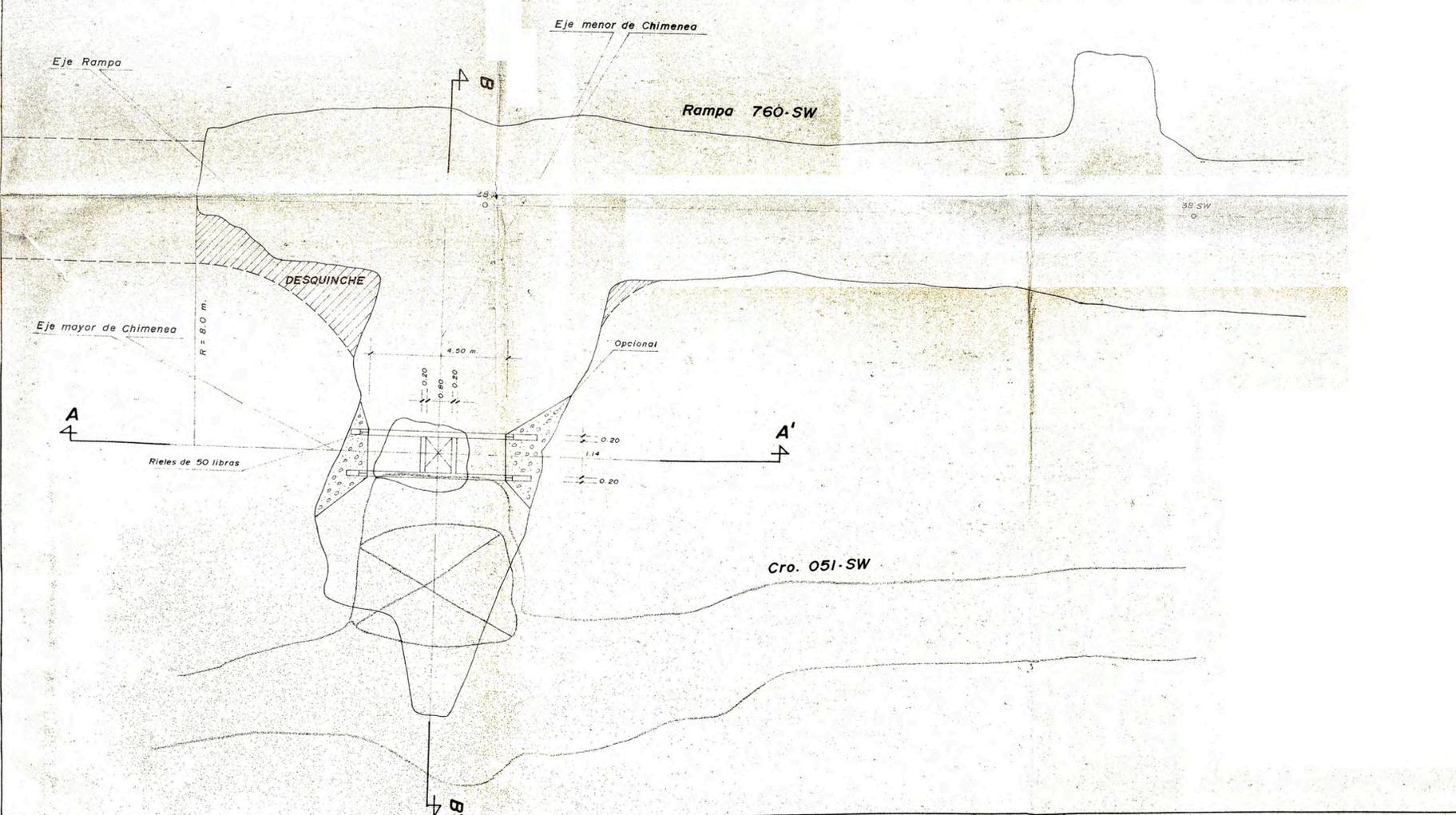
PLANTA



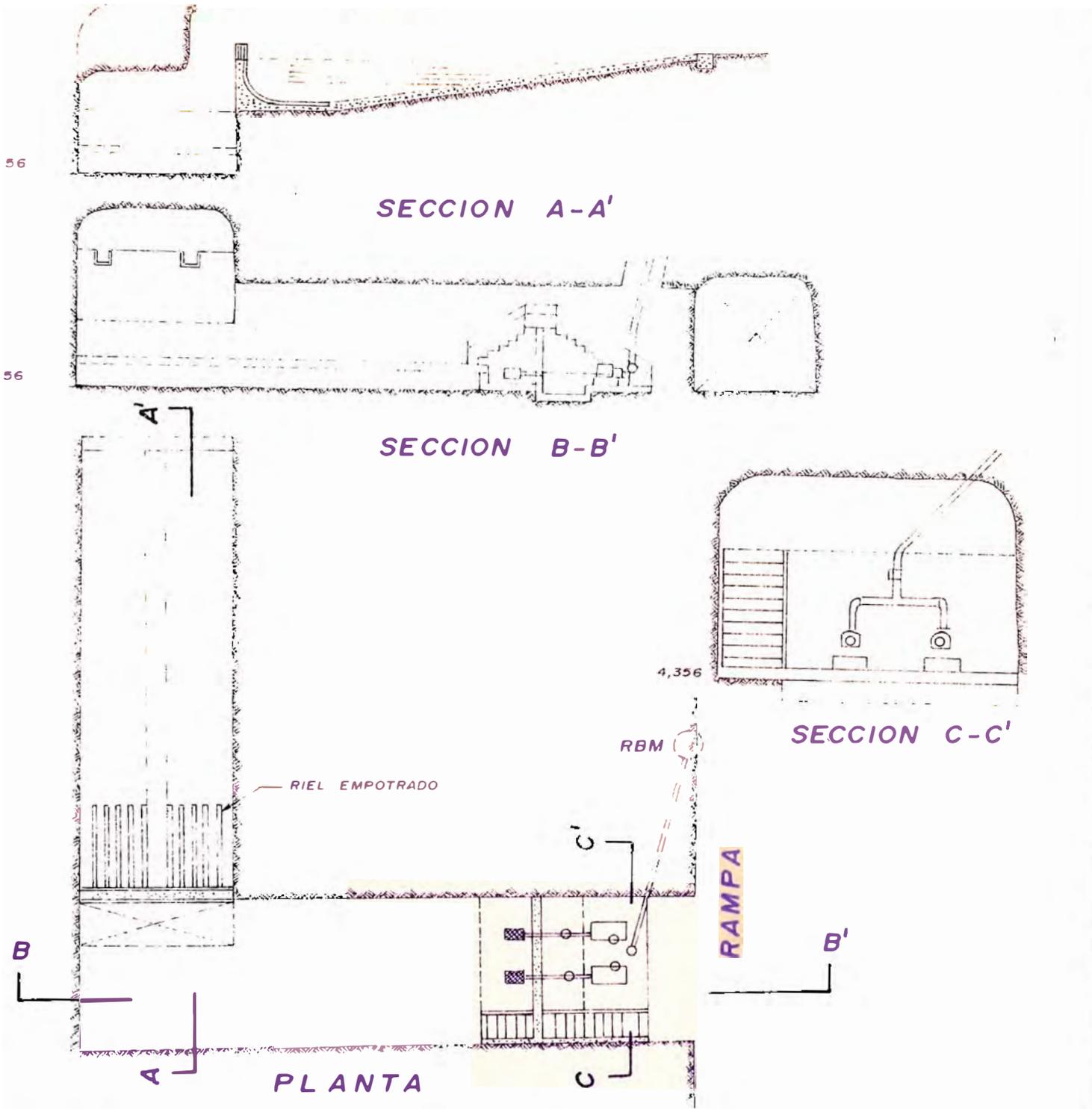
ALTERNATIVA II		ESCALA 1/20	CIA. DE MINAS BUENAVENTURA S. A. UNIDAD UCHUCCHACUA
DISEÑO Ing. D. Briones	REVISADO Ing. F. Lewandowsky	FECHA Mayo - 1992	DEFLECTOR DE DESCARGA PIQUE LUZ
DIBUJO Ing. D. Briones	APROBADO Ing. S. Bejarano R.		



SECCION A - A'



REFERENCIAS :	OBSERVACIONES :	ESCALA	CIA. DE MINAS. BUENAVENTURA S.A.
		1 : 100	PROYECTO TOLVA RAMPA 760-W NIVEL 340 M. CARMEN
PROYECTO	Ing. D. Briones Alvarez	FECHA	
DIBUJO	Ing. D. Briones Alvarez	Junio - 1993	
REVISADO	Ing. B. Ponce P.		
APROBADO	Superintendente		



PROYECTO	Ing. D. BRIONES A.	ESCALA	COMPAÑIA DE MINAS BUENAVENTURA S.A.	
DISEÑO	Ing. D. BRIONES A.		UNIDAD UCHUCCHACUA	
REVISADO	Ing. S. BEJARANO	FECHA	MINA CARMEN - NIVEL 360	
APROBADO	Ing. S. BEJARANO			
OBSERVACIONES - EN LA CAMARA ESTARAN		ABRIL - 1993	PROYECTO ESTACION DE BOMBEO	
INSTALADAS 2 BOMBAS DE 60 HP EN				
SERIE			LAMINA 3A	