

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

**FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA,
MINERA Y METALURGICA**



**OPTIMIZACION Y AMPLIACION DEL SISTEMA DE
RELLENO HIDRAULICO EN LA MINA
ATACOCHA - CERRO DE PASCO**

TESIS

PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

EDWARD P. MEDINA BARCENA

PROMOCION 82-II

LIMA - PERU

1995

DEDICATORIA

A Mariano é Hilda mis queridos padres por sus abnegados sacrificios en el logro de mi carrera profesional.

Y a mi hermana Leonidas por su ayuda en el momento oportuno para el logro del éxito deseado.

A mi esposa Luzmila por su apoyo permanente en el difícil transcurrir hacia el logro de una rica experiencia como ingeniero de operaciones mina.

Finalmente a mis hijos: Jesús, David y Jean Carlos, que son la continuidad en la evolución genética de mi familia

AGRADECIMIENTOS

Debo de hacer llegar mis más sinceros agradecimientos y mi eterna gratitud a mi alma Mater **UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA**, sobre todo a los profesores del Programa Académico de Ingeniería Minera Geológica y Metalúrgica, que en todo instante supieron orientarme y guiarme para una formación sólida en esta carrera tan dura y sacrificada que es la ingeniería de minas.

De otro lado también debo de reconocer mi gratitud a todos los funcionarios de la Compañía Minera Atacocha, que de una u otra forma han colaborado en la elaboración del presente trabajo.

Finalmente deseo agradecer a los directivos y funcionarios de las empresas mineras que he visitado con la finalidad de estudiar las diversas actividades que consta el sistema de relleno hidráulico, estas empresas son las siguientes:

Compañía Minera Milpo S.A

Compañía Minera Huarón S.A

Compañía Minera San Ignacio de Morococha S.A (SIMSA)

Compañía Minera PERUBAR

Mención aparte merece mi reconocimiento especial a los ingenieros **CARLOS LORET DE MOLA** y **JORGE DIAZ ARTIEDA**, profesores de mi alma mater, quienes con sus brillantes clases académicas lograron dejar en mi persona ese espíritu de investigador y analista de sistemas mineros, que más adelante lograré obtener en honor a promesas realizadas y sobre todo para ingresar al próximo siglo con una mente lúcida y totalmente competitiva porque las exigencias del mercado así lo exigen.

R E S U M E N

Compañía Minera Atacocha S.A, es una empresa de la mediana minería dedicada a la extracción de minerales polimetalicos de Pb, Zn, Ag, Cu, Au y la producción de concentrados de Pb, Zn, Bulk y Cu.

La mina Atacocha para sus operaciones de minado ha sido dividido en tres secciones: sección 2, sección 3 y la sección 4 (Santa Bárbara), el método de explotación utilizado es el " Corte y Relleno " , el tipo de relleno empleado varia según la sección:

Sección 2	emplea relleno detrítico, glory hole
Sección 3	emplea relleno hidráulico
Sección 4	emplea relleno mecánico / triturado

El incremento constante de los costos de operacion, hacen cada vez más difícil la continuidad de la extracción racional de reservas minables, teniendo en cuenta que a lo largo de 60 años de operaciones muestran un agotamiento en leyes altas, quedando a la fecha reservas con leyes con tendencia a la marginalidad, las mismas que no cubren sus costos de explotación y tratamiento, menos aún los altos costos en gastos generales, la necesidad de reducir costos y sobre todo la mejora en la productividad y producción hacen imperiosa una situación de cambio en los siguientes rubros:

- Reducción de costos en relleno: de relleno convencional a relleno hidráulico
- Reducción de costos en gastos generales: reducción paulatina del tamaño de campamentos
- Reducción de costos en explotación: racionalización y optimización de contratistas planeamiento estratégico de la producción. Asignación de actividades no mineras a empresas de prestación de servicios.
- Darle un mayor valor agregado al concentrado producido.

En el presente trabajo se desarrolla la reducción de costos en el rubro de relleno.

C O N T E N I D O

Dedicatoria
Agradecimientos
Resumen

CAPITULO I OBJETIVOS DE LA OPTIMIZACION Y AMPLIACION

1.1	Evolucion del relleno en Atacocha.	1
1.2	Objetivos del proyecto.	4
1.3	Trabajos realizados.	5
1.4	Orígenes históricos del relleno hidráulico	6

CAPITULO II : GENERALIDADES

2.1	Ubicación.	8
2.2	Accesibilidad.	8
2.3	Campamentos.	8
2.4	Relieve.	9
2.5	Drenaje.	9
2.6	Clima.	10
2.7	Recursos Naturales.	10

CAPITULO III : GEOLOGIA GENERAL Y ECONOMICA

3.1	Geologia Regional.	11
3.2	Geologia Local.	11
3.3	Contacto Metamórfico.	15
3.4	Geologia Estructural.	16
3.5	Geologia Económica.	20
3.6	Geologia Histórica.	27
3.7	Exploraciones y Desarrollos.	28
3.8	Profundización de la Mineralización.	30
3.9	Reservas de mineral.	31

CAPITULO IV : MINERIA, METALURGIA Y SERVICIOS AUXILIARES

4.1	Labores de exploración, desarrollo y preparación.	32
4.2	Métodos de Minado.	33
4.3	Producción y productividad.	36
4.4	Grado de recuperación de reservas.	37
4.5	Maquinaria y equipo.	38
4.6	Servicios auxiliares.	41
4.7	Planta de beneficio.	44
4.8	Producción y consumo de energía.	51
4.9	Proyectos a ejecutarse en el futuro.	51

CAPITULO V : TRANSPORTE HIDRAULICO DE SOLIDOS POR TUBERIAS RELLENO HIDRAULICO CONSIDERACIONES TEORICAS.

5.0	Antecedentes.	53
5.1	Generalidades.	55
5.2	Teoría del transporte de sólidos en tuberías	57
5.3	Propiedades físicas y mecánicas del relleno hidráulico.	80
5.4	Análisis granulométrico.	84
5.5	Diámetro afectivo.	84
5.6	Coeficiente de Uniformidad.	84
5.7	Velocidad de percolación.	85
5.8	Comportamiento mecánico del relleno.	86
5.9	Condiciones de rotura de los rellenos transportados hidráulicamente.	90
5.10	Determinación de la cohesión y ángulo de fricción interna.	95
5.11	Resistencia al hundimiento del peso del stope.	97
5.12	Estabilidad del techo en tajeos descendentes.	97
5.13	Tipos de bombas usados en el transporte hidráulico de sólidos por tuberías.	98
5.14	Sistemas disponibles para el bombeo de lodos a altas presiones.	100
5.15	Experiencia práctica en el uso de bombas de desplazamiento positivo.	107
5.16	Costos comparativos: bombas MARS versus bombas de pistón.	111
5.17	Cálculo del tamaño de bomba(s) y red de tuberías.	111

**CAPITULO VI : ESTUDIO Y OPTIMIZACION DEL RELLENO
HIDRAULICO ACTUAL EN LAS OPERACIONES
DE MINADO DE LA SECCION N° 3**

6.1	Comentario.	131
6.2	Calidad del material de relleno.	131
6.3	Sistema de hidrociclones.	142
6.4	Tanque de almacenamiento de arenas gruesas.	146
6.5	Sistema de bombeo: bomba MARS H-180S eficiencias.	147
6.6	Diagrama de cotas y distancias.	148
6.7	Tuberías y accesorios: rendimientos.	149
6.8	Personal de relleno hidráulico.	152
6.9	Preparación del stope para el relleno.	153
6.10	Operación de rellenado - evacuación de agua.	153
6.11	Sistema de relleno hidráulico actual en la sección n° 3.	154
6.12	Requerimiento y disponibilidad de la cantidad de relleno hidráulico.	155

**CAPITULO VII : RUTAS A CONSIDERAR EN LA
AMPLIACION DEL SISTEMA DE RELLENO
HIDRAULICO A LAS SECCIONES 2 Y 4**

7.0	Comentario	165
7.1	Ruta n°1 : estación de bombeo n°2 en el NV-3775	165
7.2	Ruta n°2 : estación de bombeo n°2 en superficie	166
7.3	Ruta n°3 : estación de bombeo n°2 en el NV-3900(inicio)	167
7.4	Ruta n°4 : estación de bombeo n°2 ubicado en el NV-3900 ó en el NV-3775(interior mina)	168
7.5	Ruta n°5 estación de bombeo n°2 ubicado en el NV-3780(rampa 5400(-)sur; profundización de santa Bárbara)	168
7.6	Ruta n°6 : estación de bombeo n°2 ubicado en el NV-3775 (desarrollo de la rampa(-) 5400)	169
7.7	Rutas seleccionadas a ser evaluadas técnica y económicamente - diseño final	170
7.8	Criterios a considerar para la ubicación de la estación de bombeo n°2	170

**CAPITULO VIII: EVALUACION TECNICA DE RUTAS
SELECCIONADAS - ALTERNATIVAS A
CONSIDERAR EN EL DISEÑO DE EQUIPOS**

8.0	Comentario	172
8.1	Evaluación técnica de la ruta nº 4	172
8.1.1	Alalternativa nº 1 : instalación de una bomba volumétrica(Bo), en la actual planta de relleno hidráulico(chicrin)	172
8.1.2	Alternativa nº 2 : instalación de dos bombas(B2 y B3), en la actual planta de relleno hidráulico(chicrin) y la segunda estación de bombeo ubicado en el NV-3900(interior mina)	209
8.1.3	Alternativa nº 3 : instalación de dos bombas(B5 y B6), en la actual planta de relleno hidráulico(chicrin), y la bomba B7 en la segunda estación de bombeo ubicado en el NV-3775(interior mina)	218
8.2	Evaluación técnica de la ruta nº 5	236
8.2.1	Alternativa nº 1 : instalación de una bomba volumétrica(B8) en la actual planta de relleno hidráulico(chicrin)	236
8.2.2	Alternativa nº 2 : instalación de dos bombas(B10 y B11) en la actual planta de relleno hidráulico(chicrin), y la segunda estación de bombeo en el NV-3900 (interior mina)	251
8.2.3	Alternativa nº 3 : Instalación de dos bombas(B13 y B14) en la actual planta de relleno hidráulico(chicrin) y la segunda estación de bombeo en el NV-3780 (interior mina)	256

**CAPITULO IX : CONSIDERACIONES ECONOMICAS DE LOS
SISTEMAS ACTUALES DE RELLENO EN LA
MINA ATACocha**

9.0	Comentario	271
9.1	Costo del relleno hidráulico actual en la sección nº 3	271
9.2	Costo del relleno mecánico en labores de la sección nº 2	283
9.3	Costo del relleno triturado en labores de la sección nº 4 (santa Bárbara)	300

**CAPITULO X : CONSIDERACIONES ECONOMICAS DE LAS
RUTAS EVALUADAS Y SUS RESPECTIVAS
ALTERNATIVAS EN EL DISEÑO DE EQUIPO**

10.0	Comentario	326
10.1	Análisis económico de: ruta nº 4 - alternativa nº 1	328
10.1.1	Costo de inversión en obras civiles, labores mineras, maquinarias y equipo en las plantas de relleno hidráulico 1 y 2 - red tuberías	329
10.1.2	Costos unitarios de operacion con la planta de relleno hidráulico nº 1(envio de relave a sección nº 3 y a la segunda estación de bombeo NV - 3900)	361
10.1.3	Costos unitarios de operación con la planta de relleno hidráulico nº 2(envio de pulpa desde el NV-3900 a las labores de las secciones 2 y 4)	367
10.2	Análisis económico de : ruta nº 5 - alternativa nº 3	378
10.2.1	Costo de inversion en obras civiles, labores mineras, maquinaria y equipo en las plantas de relleno hidráulico 1 y 2 - red de tuberías	378
10.2.2	Costos unitarios de operación co la planta de relleno hidráulico nº 1(envio de relave a sección nº 3 y a la segunda estación de bombeo NV-3780)	409
10.2.3	Costos unitarios de operación con la planta de relleno hidráulico nº 2(envio de relave desde el NV-3780 a las labores de las secciones 2 y 4)	415

**CAPITULO XI ANALISIS ECONOMICO - FINANCIERO DE
RUTAS EVALUADAS**

11.0	Comentario	430
11.1	Generalidades	430
11.2	Financiamiento	431
11.3	Modalidades de pago	431
11.4	Métodos de evaluación financiera	432
11.5	Análisis económico - financiero de rutas evaluadas	434

11.5.1	Análisis de ruta nº 4 - alternativa nº 1	435
11.5.2	Análisis de ruta nº 5 - alternativa nº 3	446
11.6	Diséño final	455
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES		456
ANEXO I		461
	Recuperación secundaria de relave de canchas antiguas	
ANEXO II		465
	Relleno hidráulico en algunas minas del PERU	
BIBLIOGRAFIA		

CAPITULO I

OBJETIVOS DE LA OPTIMIZACION Y AMPLIACION

1.1 EVOLUCION DEL RELLENO DE ABERTURAS SUBTERRANEAS EN LA MINA ATACOCHA

La Compañía Minera Atacocha S.A., explota alrededor de 640,000 tms/año de minerales polimetálicos con leyes promedios de: 3.27% de Pb, 6.13% de Zn y 3.34 oz Ag/Tc, empleando el método de corte y relleno ascendente en sus dos unidades de producción: Atacocha (secciones 2 y 3) y Santa Bárbara (sección 4) el 60 % de la producción proviene de las labores que se encuentran por debajo del nivel 3,900 msnm, en las que se emplea relleno hidráulico y el 40% restante proviene de las labores altas (secciones 2 y 4), en las que se emplea relleno de material triturado.

Hasta los comienzos de la década de los años setenta, el relleno empleado era el convencional, proveniente de los detritus o material oxidado de la zona de contactos entre la caliza Pucará y los intrusivos; en esas condiciones los problemas eran mayores, especialmente en el transporte, porque se realizaban las siguientes etapas: Traslado de la Cantera a las chimeneas empleando volquetes, atraques en las chimeneas, transporte en los diferentes niveles, que de acuerdo a la profundidad y distancia de las chimeneas de relleno se hacían más dificultosos, para terminar con el acomodo del relleno en los diversos tajeos, empleando para ello winches de arrastre y/o scooptrams, para tener al final un relleno que no era eficiente como tal, lo que se reflejaba en la velocidad de explotación, rendimientos bajos y altos costos.

Las condiciones topográficas y geológicas de la zona (cerros escarpados y roca silicificada sin detritus) y por otro lado los costos crecientes, han obligado a considerar soluciones que permitan seguir operando económicamente.

En tal sentido se diseñó y se puso en operación la planta de relleno hidráulico N° 1 ubicado en Chícirin (inició sus operaciones en noviembre de 1979, se bombea relaves directamente a stopes de la sección N° 3) y la

relaves directamente a stopes de la sección N° 3) y la planta de relleno triturado (sección N° 4), las mismas que han permitido operar la mina Atacocha con rentabilidad hasta fines de 1989.

De estos dos sistemas de relleno, el que mejor performance tiene es el relleno hidráulico, mientras que el relleno triturado presenta problemas en cuanto se refiere al traslado de la planta de chancado a las labores, porque se sigue empleando volquetes en superficie, locomotoras en los niveles y el acomodo se efectúa empleando winches o scooptrams; indudablemente la calidad del relleno ha mejorado, pero su eficiencia y velocidad depende de la disponibilidad de volquetes, por lo que los stopes siguen ofreciendo techos y cajas sueltas y la velocidad de explotación es lenta, siendo imperiosa la necesidad de optimizar los ciclos de relleno.

A continuación se detalla en forma aproximada algunos parámetros que identifican a la mina Atacocha y la evolución del relleno a través de los años.

FECHA	ZONA DE EXPLOTACION	COTA(MSNM)	TIPO DE RELLENO
1.936-1.993	Atacocha (secc.2 S.Gerardo)	4,320 a 4,000	Detrítico, Hueco de Perro, Glory Hole
1.936-1.979	Atacocha (secc. 3)	4,000 a 3,600	Detrítico (Del cateo Anita)
1.980-1.993	Atacocha (secc. 3)	4,000 a 3,540	Relleno Hidráulico
1.960-1.993	Santa Bárbara (secc. 4)	4,350 a 4,050	Detrítico, Glory Hole, Triturado

A una distancia de 1.5 Km de la mina, se ubica el cateo Anita, zona de contacto entre la caliza Pucará y el intrusivo Ayarragrán, lugar desde donde se trasladaba el material para rellenar los stopes que se encuentran debajo del nivel 3,900. Para rellenar las labores sobre este nivel, se preparaba el detrítus que, a través de las comunicaciones a superficie, se hacía llegar a las chimeneas principales, por lo que las condiciones más difíciles se encontraban en la zona baja.

La secuencia de las operaciones unitarias era como sigue: Se preparaba el relleno en las canteras empleando un bulldozer sobre orugas con personal de la empresa siendo luego transportado en superficie con volquetes por el sistema de contratas; el material era descargado a una chimenea principal, y de allí empleando Locomotoras eléctricas de 4 toneladas y carros mineros de 55

siendo luego transportado en superficie con volquetes por el sistema de contratas; el material era descargado a una chimenea principal, y de allí empleando Locomotoras eléctricas de 4 toneladas y carros mineros de 55 pies cúbicos, se echaba a otras chimeneas, que corrían a lo largo de toda la zona. A partir de estas chimeneas, en cada nivel, se descargaba empleando locomotoras a baterías de 1.5 toneladas con carros de 20 pies cúbicos de capacidad a las chimeneas de relleno del stope y de allí; se acomoda en los stopes empleando winches eléctricos para el rastrillaje.

Sección	West Pass Principal	Estado Actual (1993)
N° 3	CH - 260	No trabaja; cambiado a relleno Hidráulico en el año 1979
N° 2	CH - 535	Continúa en trabajo; deberá ser cambiado a relleno hidráulico. (objetivo del presente trabajo).
N° 4	CH - 5261	Continúa en trabajo; deberá ser cambiado a relleno hidráulico. (objetivo del presente trabajo).

Relleno Convencional = Detrítico, hueco de perro, glory hole, mecánico y triturado.

Glory Hole = Abastecimiento de relleno directamente desde superficie al stope en explotación a través de una chimenea, no interesa la granulometría.

Triturado = El relleno preparado en la cantera Santa Bárbara mediante perforación y voladura, es alimentado a la chancadora Kue-Kent para ser reducido a una determinada granulometría, al producto final se le denomina relleno triturado.

Hueco de perro = Es el relleno proveniente de estocadas preparadas mediante perforación y voladura en las cajas de las estructuras mineralizadas, al producto obtenido se le denomina relleno proveniente de hueco de perro, este tipo de relleno fue utilizado antiguamente ampliamente en las zonas altas de Atacocha (San Gerardo).

Detrítico = Es el relleno proveniente de los diversos pie de monte que se dispone en la zona (clasificación Natural), también se le denomina relleno morrénico.

Mecánico = Es el relleno proveniente de la perforación y voladura en las canteras San Gerardo (sección N02) y Santa Bárbara (sección N04).

Este relleno es alimentado a los diversos West Pass Principales, el mismo es clasificado en su granulometría en la parrilla de los diversos West Pass Principales, a este relleno se le denomina relleno mecánico.

1.2 OBJETIVOS DEL PROYECTO

El objetivo fundamental del proyecto es aumentar la producción, productividad, reducción de los costos del sistema de relleno convencional en las secciones 2 y 4, reducción en el consumo de madera, mejoramiento de las condiciones de seguridad, aumento de la vida económica de los scooptrams, incremento del porcentaje de recuperación de reservas minables, menor consumo de energía en ventiladores, etc; todo ello sería posible alcanzar solamente optimizando el sistema de relleno de las secciones 2 y 4, por ello se plantea la necesidad de llevar las arenas de las colas de la planta concentradora que se encuentra en Chicrín (3,553 m.s.n.m.) a la parte alta del yacimiento (4,250 m.s.n.m).

A continuación se muestra algunos parámetros alcanzados y los parámetros a lograr con la ejecución del proyecto.

SECCION	TIPO DE RELLENO	COSTO DE RELLENO	VELOCIDAD RELLENO	PRODUCTIVIDAD	CONSUMO MADERA
2	Convencional	4.3512 \$/TMS-ORE	11 M ³ /HR	4.69 TMS/TAREA	2.48 P2/TMS
3	Hidráulico	0.6089 *	25-35 *	8.04 *	1.28 *
4	Convencional	4.3981 *	10.5 *	8.15 *	0.19 *

Con la ejecución del proyecto (parámetros a ser logrados).

SECCION	TIPO DE RELLENO	COSTO DE RELLENO	VELOCIDAD RELLENO	PRODUCTIVIDAD	CONSUMO MADERA
2	Hidráulico	(0.7-0.82) \$/TMS-ORE	(20-30) M ³ /HR	7.0 TMS/TAREA	1.28 P2/TMS
3	Hidráulico	0.6089 *	(25-35) *	8.5 *	1.28 *
4	Hidráulico	(0.7-0.82) *	(20-30) *	10.0 *	0.19 *

De acuerdo a la topografía del yacimiento, para rellenar las diversas labores de las secciones 2 y 4, tendremos que bombear pulpa y cubrir una diferencia de cota de 700 mts verticales; ello solamente se logrará empleando una estación intermedia de bombeo.

Cuando se cambie el relleno convencional por relleno hidráulico se dejará de utilizar los siguientes equipos: 2 tractores D6D, 2 PayLoader Cat 930, 2 Vagón perforador sobre orugas (Track drill), 06 volquetes (6m³), 02 compresoras portátiles, 1 chancadora Kue-Kent, carros mineros, motores trolley, ventiladores y 40 hombres (22 serán reubicados).

1.3 TRABAJOS REALIZADOS

El relleno hidráulico ha sido una de las necesidades imperativas que se han venido especulando desde hace muchos años cuando se quiso implantar este sistema; es así que en 1,968 se comienza el estudio de los relaves, determinando que son apropiados para este uso previo tratamiento. En 1969 el Ing. Assureira; como Superintendente General continúa el estudio sobre el uso del relleno hidráulico, considerando el uso de bombas centrífugas en serie; debido a que el problema principal era poder bombear la pulpa (preparada) desde la planta concentradora ubicada en Chicrín, por superficie (quebrada Atacocha) hasta el interior de la mina en el nivel 3,900. Para ser distribuido desde aquí a los tajeos por gravedad, recorriendo una distancia horizontal en más de 3,000 metros y una diferencia de cota de 357 metros (de esta forma se mejoraría el relleno en la zona baja (sección 3) de atacocha), quedando la zona alta (secciones 2 y 4) fuera del alcance del proyecto hasta ese entonces), el empleo de bombas centrífugas (20 unidades) significaban demasiadas variables en operación.

En 1,973 el Ing. Felipe de Lucio prepara un informe técnico donde recomienda el bombeo directo de pulpa a los stopes utilizando para ello la tecnología de la bomba de pistón, además presenta algunas consideraciones económicas sobre la inversión que demandaría, pero considerando la alta inversión que se requiere y en base

propone la extensión del mismo hacia las diversas labores de la zona alta (secciones 2 y 4), en el informe se hacen precisiones económicas en forma aproximada sobre montos de inversión y costos unitarios.

1.4 ORIGENES HISTORICOS DEL RELLENO HIDRAULICO

Los antecedentes históricos del relleno hidráulico se remonta al siglo XIX (1,864), donde un sacerdote de SHENANDOAH del Estado de Pensilvania (EE.UU) convenció a la Reading Coal and Yron Co. Para rellenar las aberturas subterráneas de una mina abandonada antigua con material estéril o polvo de carbón transportado en agua y conducido mediante tuberías, con la finalidad de evitar el hundimiento de una iglesia.

En 1,884 fue utilizado por primera vez para controlar incendios en una mina de Pensilvania.

En 1,901, en Alemania se aplica en la compañía carbonera Kyslovita.

En 1,909, el sistema es llevado a Sud-Africa y aplicado en la mina Vellage Gold, a comienzos de la primera Guerra Mundial, en el Distrito de Colorado (EE.UU), se utilizaba el relave de los molinos como material de relleno, a fines de la primera Guerra Mundial, el método fue introducido por la Anaconda Company en Butte Montana para combatir incendios en su minas (1,917).

En Leuza, la mina Mata Hambre fué de los primeros que aplicó el método a escala Industrial, casi simultáneamente lo hizo la Honestake Minine Company.

En el Perú el relleno hidráulico se viene utilizando desde 1,937 en la mina Lourdes de la "Cerro de Pasco Corporación" (hoy Centromin Perú), utilizó material detrítico (guijarro de nombre Unish) previamente sometido a una molienda para obtener un producto de 55% de malla -200 con el fin de combatir incendios.

En 1,961 por primera vez se aplica el R/H con relave producido por una planta concentradora en la Compagnie Des Mines Huaron, hoy compañía Minera Huarón S.A., rea-

En Leuza, la mina Mata Hambre fué de los primeros que aplicó el método a escala Industrial, casi simultáneamente lo hizo la Honestake Minine Company.

En el Perú el relleno hidráulico se viene utilizando desde 1,937 en la mina Lourdes de la "Cerro de Pasco Corporation" (hoy Centromin Perú), utilizó material detrítico (guijarro de nombre Unish) previamente sometido a una molienda para obtener un producto de 55% de malla -200 con el fin de combatir incendios.

En 1,961 por primera vez se aplica el R/H con relave producido por una planta concentradora en la Compagnie Des Mines Huaron, hoy compañía Minera Huarón S.A., realizándose los primeros ensayos sin fundamentos teóricos.

Actualmente (1,993) en el Perú existen varias minas operando con este sistema, sin embargo los problemas con que se enfrentan durante la operación de estos son muchos, especialmente en la parte inicial de sus operaciones (etapa experimental), es así como la compañía Minera Atacocha S.A. inicia sus operaciones de minado con aplicación del relleno hidráulico en noviembre de 1,979.

El relleno hidráulico, tradicionalmente se ha identificado como la introducción a la mina de los relaves provenientes de las plantas concentradoras, para rellenar los espacios dejados durante la explotación del mineral; si bien esto es el caso más común, no es el único, pues el material de relleno hidráulico puede ser también proveniente de las arenas glaciares y otros materiales granulares existentes en la naturaleza previa molienda.

Lo que da el nombre de hidráulico al relleno, es la manera de transportarlo en forma de pulpas por medio de tuberías.

CAPITULO II

GENERALIDADES Y ANTECEDENTES

2.1 UBICACIÓN

El asiento minero de Atacocha se encuentra ubicado en la parte central de los Andes Peruanos, al este de la divisoria continental, en la faja Mesozoica Central, a unos 15 km. al NE. de Cerro de Pasco, en el distrito de Yanacancha, provincia de Cerro de Pasco, departamento de Cerro de Pasco, a una altura que varía entre 3,500 y 4,300 m.s.n.m.; abarca un área de 7.55 km²; ocupa la parte central del distrito minero que comprende los yacimientos de Milpo (al sur) y Machcan (al norte). Su ubicación geográfica está dado por las siguientes coordenadas:

Latitud	Sur	10 35' 16"
Longitud	Oeste	76 14' 20"

2.2 ACCESIBILIDAD

El Yacimiento Minero de Atacocha, es accesible mediante la carretera central asfaltada, que partiendo de Lima pasa por las localidades de Chosica, Matucana, Morococha, La Oroya, Junín, Carhuamayo, La Quinoa y Chicrín (planta de beneficio) cubriendo una longitud total de 332 km, de esta última se asciende mediante una trocha con fuertes pendientes con una longitud de 7 km, llegando al campamento minero de Atacocha (4,000 m.s.n.m.).

Otra vía de acceso es mediante el ferrocarril central de Lima - La Oroya - Cerro de Pasco, y luego por carretera asfaltada hasta Chicrín.

Una manera rápida y cómoda de poder llegar a la mina es utilizando la vía aérea Lima-Huánuco, de esta última por carretera asfalta hasta la localidad de Chicrín cubriendo una distancia total de 81 KM.

2.3 CAMPAMENTOS

Los campamentos mineros de la Compañía minera Atacocha se encuentran ubicados en 3 lugares:

A) Campamento Chicrín

En esta localidad se encuentran las oficinas de administración general, planta concentradora, planta de

relleno hidráulico, talleres en general, Mercantil General, Servicio Social y Campamento de los trabajadores en general, que son el 20% del total, la altitud promedio es de 3,500 m.s.n.m.

B) Campamento Atacocha

En los campamentos de Atacocha están ubicados las minas (Atacocha y Santa Bárbara); toda la infraestructura necesaria para realizar los trabajos de extracción de minerales (oficinas, talleres, compresoras, subestación eléctrica, vivienda de los trabajadores en general, almacén, mercantil, gabinete, etc), El 76% del total de trabajadores residen en este campamento.

C) Campamento Chaprín

En este lugar se encuentran las instalaciones de la Central Hidroeléctrica Chaprín, el centro de esparcimiento para el personal administrativo, vivienda para los trabajadores del lugar, el 1% del total de trabajadores residen en este campamento; altitud promedio 3,100 m.s.n.m.

2.4 RELIEVE

La zona de Atacocha, se encuentra en las estribaciones de la Cordillera Oriental; el relieve en general se caracteriza por ser accidentado; teniendo como las principales quebradas: Quebrada Chicrín, Quebrada San Gerardo, Quebrada Ayarragrán, estas quebradas están en proceso de formación, produciéndose en ellas en tiempo de lluvias sobre todo, deslizamientos, etc.

La erosión es activa por lo que no da lugar al desarrollo de tierra vegetal, así mismo no da el tiempo necesario en la formación de zonas de enriquecimiento supergénico, por tal motivo los sulfuros afloran como ejemplo tenemos la zona de San Gerardo.

En sí su topografía es accidentada (joven) con la existencia de escarpas de alto relieve.

2.5 DRENAJE

Los cerros de la zona se encuentran disectadas por quebradas profundas, las que sirven como desagües en tiempo de lluvias. La quebrada más importante es la de Chicrín, con una dirección este-oeste que confluye al río Huallaga, la parte alta presenta una característica de un

valle glacial con morrenas laterales, siendo su fondo plano la cual es aprovechada para que sobre ella se encuentre el campamento Atacocha, esta quebrada corta casi en su totalidad a la estratificación debido al levantamiento en sus partes laterales.

El tipo de drenaje que presenta esta zona es dentrítico, convergente al río Huallaga.

2.6 CLIMA

Como en toda región de la sierra del Perú, se presentan dos estaciones bien marcadas, que son :

A) De diciembre a abril, durante estos meses se presentan intensas precipitaciones fluviales y el clima es completamente frígido.

B) De mayo a noviembre, es una estación seca, de temperatura casi uniforme, las lluvias son esporádicas presentándose en el mes de junio un intenso frío, acompañado de heladas durante la noche; en relación al viento se puede decir: el promedio es hacia el S-E.

Vegetación: En las partes altas está representada por Ichu, que es típica de la región Puna, en las partes bajas (Río Huallaga) está representada por los cultivos de papas y plantaciones de eucaliptos.

2.7 RECURSOS NATURALES

La zona de Atacocha-Chicrín; aparte de los recursos minerales cuentan también con:

A) Recursos Hidráulicos

Constituido por la laguna Nahuilpum y riachuelos cuyas aguas son aprovechadas para el uso doméstico é industrial; mediante un canal de derivación se capta las aguas del río Huallaga, las mismas que alimentan a la Hidroeléctrica de Chaprin que genera 6,500 KW.

B) Suelos

Constituido por suelos aluviales en el fondo de los valles (Huallaga), estos son aprovechados para el cultivo de productos de panllevar, árboles para uso industrial (eucaliptos): suelos escasos.

C) Recursos Humanos

En los alrededores del yacimiento, se tienen emplazadas algunas comunidades campesinas cuyos habitantes laboran en un buen porcentaje en las labores de la compañía.



CAPITULO III

GEOLOGIA GENERAL Y ECONOMICA

3.1 GEOLOGIA REGIONAL

La geología regional del distrito minero de Atacocha, Milpo y Machcán. Muestra afloramientos de rocas que varían de edad, desde el paleozoico al terciario inferior.

Las rocas estratificadas existentes se encuentran representados por exquisitos verdes, filitas y areniscas rojas inter-estratificadas con conglomerados del paleozoico, además se encuentran las calizas inter-estratificadas con mantos de pizarra, areniscas, flujos de basaltos y calizas superiores del cretácico inferior, chert y guijarros de calizas del terciario, con depósitos de taludes del cuaternario.

Los sedimentos que afloran en la zona de atacocha, forman una secuencia que va del triásico al cretácico, estos afloramientos se observan en el lado NE y S de la mina.

La roca predominante es una caliza negra o gris bien estratificada, existiendo en menor cantidad pizarras negras, nódulos y lentes de chert, que son comunes en las calizas, el chert tiene un espesor de 10 cm a 1.00 mts.

La caliza tiene una potencia aproximada de 1,300 a 2,000 mts, además las formaciones suprayacentes han desaparecido por erosión.

Las rocas ígneas están representadas por diques, sills y masas irregulares de dacita porfirítica y pórfidos monzoníticos. Siguiendo los contactos de estos pórfidos se observa la presencia de rocas metamórficas, las areniscas no presentan alteraciones, sin embargo en algunas zonas han sido transformadas a cuarcitas, las alteraciones mas notables son las calizas silicificadas y silicatadas (skarn), con presencia de granates y wallastonita.

3.2 GEOLOGIA LOCAL

Las calizas triásicas, es la roca más antigua, se halla expuesto en el área de atacocha, estas calizas en gran

porcentaje están fuertemente recristalizadas encontrándose en algunos sitios silicatadas; así mismo por su asociación con cierta clase de pizarras indican que el origen es bioquímico, con mayor razón que clástico, y que luego probablemente fue levantada produciéndose una regresión y luego una erosión, para luego depositarse las areniscas que vienen a pertenecer a la formación GOYLLARISQUIZGA (cretáceo). Hallándose el contacto marcado por chert y brecha chert.

El mar como se dijo anteriormente retrocedió y durante este período, los sedimentos del goyllarisquizga fueron depositados en donde el chert marino fue seguido por las pizarras carbonosas y areniscas de grano fino, los movimientos orogénicos comenzaron al final del cretáceo continuando intermitentemente a través del terciario, en donde las rocas sedimentarias fueron plegadas, fracturadas, falladas e intruidas por roca ígnea, dando lugar después de las intrusiones de las rocas ígneas a la deposición de los sulfuros metálicos mediante soluciones hidrotermales.

La zona de Atacocha en el presente está siendo fuertemente erosionada y como consecuencia de ello hace que se produzcan zonas de enriquecimiento secundario o supergénico en una ínfima escala. es por ello que se encuentran en algunos lugares del yacimiento pirolucita, psilomelano, que vienen a ser supergénicos netamente.

3.2.1 GRUPO MITU

El grupo mitu es la unidad estratigráfica más antigua y corresponde al período permiano superior. El paleozoico superior está representado por el grupo mitu, formado por capas de conglomerados, areniscas inter-estratificadas con cuarcitas, lutitas y lavas ácidas a intermedias; predomina en estas rocas una coloración que varía entre rojo ladrillo a violeta, sus afloramientos se observan al oeste y este de la zona.

El grupo mitu presenta una discordancia angular con el grupo pucará en su contacto superior y no se ha encontrado expuesto su contacto inferior. Toda la secuencia alcanza una potencia estimada de 600 mts.

3.2.2 GRUPO PUCARA

Fue propuesto por **Mc Laughlin**, como un nombre general para las calizas jurásicas; es la roca mas antigua que aflora en el área de Atacocha, encontrándose sobre una secuencia monótona de estratos gruesos o delgados de calizas grises o gris oscura con un aumento menor de pizarras negras, material arcilloso, ambos con nódulos o venillas (calizas dolomíticas, calizas bituminosas y nodulos silíceos)

Al Oeste de la falla Atacocha, los estratos de la caliza son cortados por una serie de notables fallas que estan al NW, además una brecha de Chert esta localizada en la fractura del contacto del grupo pucará y goyllarisquizga (fragmentos angulares de chert negro, en una masa terrosa de sílice).

Las calizas de la formación Pucará presentan una potencia media de mas o menos 1,500 metros. No habiendosele encontrado la base de esta en la mina, pero si a unos pocos kms. al NW con una pequeña discordancia angular sobre las capas rojas del grupo mitu; el contacto superior con la formación goyllarisquizga es conformado, pero probablemente estas calizas han estado sujetas a la erosión, y se han depositado delante de las areniscas conglomerados con abundantes granos de caliza y guijarros a lo largo del contacto.

Por mostrarse debajo de la formación goyllarisquizga y por la presencia de fósiles como el *Ariatites* se tendria al liásico (jurásico inferior).

3.2.3 FORMACION GOYLLARISQUIZGA

Esta formación es de deposición continental que sobreyace con aparente concordancia con las calizas de la formación Pucará. Encontrándose conformada por areniscas, cuarcitas, chert y basalto.

Areniscas oscuras con abundantes fragmentos de madera carbonizada estan presentes debajo de la arenisca cuarzosa en atacocha, el carbón aflora en un horizonte cerca de cajamarquilla.

La formación GOYLLAR esta identificado en los niveles del yacimiento de atacocha, originado por fallamiento; constituye el sinclinal asimétrico en la zona de chapchacuto (oeste).

Los estratos blancos de areniscas cuarzosa son partes muy distinguibles, son resistentes a la erosión teniendo un afloramiento prominente, los estratos son compuestos de grano sub-angulares de cuarzo en una matriz silicificada.

En cuanto a los basaltos son verdosos negros en superficies frescas, rojo quebradizo en la intemperie. Olivino y fenocristales de plagioclasa pueden ser vistos en el espécimen. Al este del yacimiento afloran entre la localidad de la quinua y ticlacayan, en las labores dentro del yacimiento las areniscas de grano fino tienden a ser cuarcitas.

Estratigráficamente esta correlacionado con el cretáceo inferior; se calcula en las zonas adyacentes de atacocha una potencia de 150 mts.

3.2.4 FORMACION MACHAY

Al sur de Atacocha, se encuentran pequeños afloramientos aislados de calizas, por el eje del sinclinal Atacocha Milpo, estas rocas tienen un color pardo, pero por el intemperismo las pone blancas, estas calizas son fosilíferas y no pueden ser relacionadas con otras calizas de la formación pucará, siendo las más llamadas a ser calizas Machay que es de edad cretácico inferior a medio.

Las calizas Machay yacen por la parte inferior con la formación goyllar y por el nivel superior con los flujos basálticos; el contacto no aflora litológicamente los estratos consisten en fragmentos de estratos cruzados de caliza, greda ó marga.

3.2.5 DEPOSITOS CUATERNARIOS

Al final de toda secuencia estratigráfica se encuentran materiales no consolidados de origen morrénico y depósitos fluvio-glaciares, que cubren áreas de extensión considerables. Los depósitos cuaternarios están constituidos por conglomerados y gravas consolidadas; las mismas que se han originado por erosión de las diferentes rocas sedimentarias, ígneas y morrénicas producto de la glaciación. Las morrenas son bien desarrolladas al norte de pumaratanga y pueden ser vistos a lo largo del camino de Atacocha a Machcán.

3.2.6 ROCAS INTRUSIVAS

La presencia de afloramientos de rocas ígneas intrusivas que vienen a ser rocas hipohabisales de forma irregular han intrusionado toda la secuencia de rocas sedimentarias que afloran en Atacocha. Las rocas intrusivas terciarias dieron lugar a la formación de las vetas, cuerpos mineralizados y cuerpos de metasomatismo de contacto.

Se pueden diferenciar dos tipos de cuerpos intrusivos asociados al yacimiento, independientes uno del otro.

Intrusivo Atacocha.-

Este cuerpo ígneo se encuentra expuesto al sur-oeste del yacimiento, presenta una forma tabular alargada e irregular; se encuentran frescos en los niveles superiores y bastante alterados en los niveles inferiores producidos por el fallamiento.

Esta asociado a los cuerpos mineralizados de Atacocha y principalmente al ore body 13, cuya longitud aproximada es de 1,500 mts, con un ancho promedio de 200 mts.

Su composición mineralógica nos indica que se trata de una dacita porfirítica.

Intrusivo Santa Bárbara.-

Esta expuesto al Sur-Este de Atacocha, emplazado en la quebrada del mismo nombre; su forma es elipsoidal a manera de cuerpos intrusivos pequeños o stock, con una longitud orientada de NS aproximado de 900 metros y de ancho 400 metros, los cuerpos mineralizados de Santa Bárbara están asociados a este intrusivo, se trata de una dacita porfirítica más ácida que el intrusivo de Atacocha.

3.3 CONTACTO METAMORFICO

Las Rocas Sedimentarias y las lavas han sido metamorfoseadas en distintas partes de su contacto con las rocas intrusivas y que dependen del conducto y medida de la intrusión.

El Metamorfismo más intenso aparece en los estratos de caliza de la formación Pucará, al oeste de la intrusión porfirítica lenticular y al SE de Atacocha, estos mantos de caliza son completamente silicificados e impregnados con pirita.

Este proceso implica una recristalización y recombinación de los minerales rocosos, produciendo una descarbonatación, pero no hay mayormente ganancia de los elementos de Ca, Mg y Al. Las intrusiones acompañados de los escapes volátiles causa una pérdida neta de volumen, aumentando la porosidad del mármol, produciéndose aquí el metazomatismo; que ha producido las rocas mas o menos silicatadas conocidas diversamente como rocas de metamorfismo de contacto o se ha preparado el terreno para la formación posterior del skarn, donde se produce la deposición de los minerales.

3.4. GEOLOGIA ESTRUCTURAL

La deformación se manifiesta bajo aspectos muy variables, pueden corresponder a movimientos mínimos difíciles de detectar, como también puede corresponder a provocaciones de movimientos espectaculares. Estas deformaciones se manifiestan de dos maneras: continua y discontinua.

La primera representado por el dominio de pliegues y la segunda por planos de fracturas o fallas.

Las causas de los pliegues y fallas se clasifican a menudo de origen tectónico o no tectónico.

Estructuralmente la zona de Atacocha después del retiro de los mares estuvo sometida a un intenso tectonismo, producto de ello los plegamientos y fallamientos.

Los plegamientos fueron originados por fuerzas de compresión (fuerzas orogénicas) orientados en dirección de este-oeste, al aumentar el grado de plegamiento se han formado un sistema de fracturas paralelas a los ejes de los pliegues, los aspectos estructurales predominantes en Atacocha son

3.4.1. PLEGAMIENTOS

En Atacocha tenemos como estructura principal un anticlinal fallado, cerca de su eje y en la misma dirección de su plano axial un sinclinal asimétrico. Atacocha se caracteriza por la presencia de pliegues que se orientan sensiblemente al norte y cuyos planos axiales se inclinan hacia el este, afectando a las rocas de los grupos pucará y goyllar.

El anticlinal afecta rocas del grupo pucará y goyllaris-quizga, se observa esta estructura a lo largo de varios kilómetros, situado al este del yacimiento con eje en dirección NO-SE, el flanco este del anticlinal es observado en la quebrada de chicrín, presenta un buzamiento aproximado de 75° hacia el eje del anticlinal, el flanco oeste no está bien definido a consecuencia de los plegamientos subsidiarios y por efecto de las fallas.

El sinclinal es observado al oeste de Atacocha (quebrada La Lagia) afecta siempre las rocas del grupo Pucará y Goyllar. Esta estructura se extiende por el sur hasta Milpo, hacia el sur-oeste está interrumpida por rocas intrusivas, donde la zona se encuentra bastante fallada, el eje del sinclinal tiene un rumbo aproximado de $N20^\circ E$ y un buzamiento promedio de su plano axial de 40° sur-oeste

3.4.2. FALLAMIENTOS Y FRACTURAMIENTOS

El distrito minero de Atacocha, ha estado sometido a diferentes esfuerzos compresivos, los que han actuado en diferentes épocas y han desarrollado tres sistemas de fracturación, asociados a los plegamientos; posiblemente estas estructuras se formaron simultáneamente:

- Fracturas Longitudinales : de rumbo Norte-Sur
- Fracturas Diagonales : con orientación Nor-Oeste

Fracturas transversales: originadas por plegamientos subsidiarios ó replegamientos con orientación de este a oeste.

Los de mayor importancia son los fracturamientos diagonales y transversales, por ser los conductores de la mineralización en Atacocha y guía estructural para su reconocimiento, las fallas que revisten mayor importancia en el yacimiento de Atacocha son:

Falla Atacocha.-

Es de tipo regional, ya que se extiende por varios kms, de Norte a Sur; Ha sido reconocido en Milpo por el Sur. El desplazamiento total y dirección del movimiento, aún no son conocidos; aparentemente es una falla inversa. El lado este pudo haber sido movido hacia arriba y al norte con respecto al lado oeste, están plegados y arrastrados hacia el norte mostrando que tendría un componente horizontal.

Tiene un rumbo de $N10^{\circ}$ W y buzamiento promedio de 85° SW, al sur de Atacocha en el yacimiento de Milpo, se ha reconocido una falla inversa, que es la continuación de la falla Atacocha; Pero que en la zona de Atacocha, tiene un ramal o split que es la falla 1.

A pesar de su considerable corrida, esta estructura parece tener poca importancia económica en el distrito.

La falla Atacocha con relación a la mineralización es pre-mineral al igual que la falla 1; la razón porque no se encuentra mineralizada la falla Atacocha, quizás es debida a la deformación intensa de la misma falla, con formación de brechas y panizo, que han servido como una capa permeable é impermeable respectivamente, que posiblemente solo dejaron pasar las soluciones mineralizantes.

Sin embargo en el NV-4000, CX-399E se ha encontrado la falla Atacocha mineralizada en un pequeño tramo, quizás debido a una zona favorable de la roca.

Falla N01.-

Ubicada al oeste de la falla Atacocha, y muy relacionada a ésta, ya que en la zona de Atacocha forma una curva o ramal, que en su prolongación hacia el sur converge con la falla Atacocha, para formar la falla Milpo, siendo entonces de la misma época de formación.

La falla N01 esta expuesto en varios niveles de la mina y sale a superficie en la base de la brecha de chert de la formación goyllarisquizga, se trata de una falla inversa, tipo sobre-escurrimiento, que pone en contacto el grupo Pucará con la formación Goyllar; el rumbo de la falla N01 es variable debido a la forma curva que presenta.

Con respecto a su buzamiento, es variable, está estrechamente relacionada a su litología y anisotropía de las rocas, es así que estas fallas en profundidad es menos inclinada, cuanto más plástico es el material afecto (buza promedio 55° NE). Así en superficie la falla N01 tiene la apariencia de ser una falla normal, pero que en profundidad se torna más vertical e inclinada, mostrandose como una falla inversa, con escasa corrida.

En algunos niveles se observa que la falla 13 ha desplazado a la falla N01, más o menos 100 metros en

dirección (planta), lo que nos indica una vez más que las fallas N°1 y Atacocha son anteriores a la falla 13 y San Gerardo, y asimismo pre-minerales.

La falla N°1 está considerada como el principal control de mineralización en el yacimiento, por ser el conducto que utilizaron las soluciones mineralizantes, para su posterior deposición, ayudada por la permeabilidad y porosidad de las rocas encajonantes.

Su origen probable, es debido al plegamiento por fuerzas de cizallamiento, que se diferenciarían de la falla Atacocha que son por fuerzas de compresión.

Hacia el techo de la falla N°1, se encuentran ubicados, casi la totalidad de los cuerpos mineralizados, como el ORE BODY 9, VETAS H, P, etc; transversalmente a la falla N°1 y hacia el piso se tienen las vetas D, prima, etc.

Falla del Ore Body 13.-

Ubicada al sur oeste de la falla N°1. Esta falla está reconocida en una longitud aproximada de 1,500 metros en dirección NOR-OESTE ($N62^{\circ} W$), con buzamiento al NOR-ESTE ($50^{\circ} NE$).

Esta falla se encuentra asociada a importantes cuerpos de reemplazamiento en la unidad Atacocha, tales como el ORE BODY 13 y ORE BODY 13"B".

Al igual que la falla N°1, su origen probable es por fuerzas de cizallamiento. En la parte occidental de la mina existen evidencias de un componente de desplazamiento del block Norte hacia el este, e igual indicación dá el desplazamiento de la falla N°1.

Las relaciones geológicas indican claramente que esta falla es posterior al plegamiento de los sedimentos y a la formación de la falla N°1. Dibujando separadamente las estructuras que se encuentran al "techo" y "piso" de esta falla, se ha determinado que el block del techo ha corrido al sur-este unos 90 metros y bajado unos 15 metros, dando un corrimiento neto aproximado de 100 mts. Esta falla es fácilmente reconocida en todos los niveles de Atacocha por sus espejos de falla bien definidos, en ambas cajas, estando los cuerpos de reemplazamiento u ore bodies hacia la caja techo de la falla, Actualmente del ore body 13 B es de donde se extrae la mayor cantidad de mineral en el yacimiento.

Fallas Menores.-

Existen una serie de fallas menores en todo el depósito, originados por causas diferentes.

Posiblemente estas fallas pertenecen a un sistema de fracturas originadas por el replegamiento de las rocas, originándose fuerzas tensionales en las crestas y senos de los anticlinales y sinclinales, con rumbos que son de este a oeste; así tenemos las vetas prima, veta D, Veta 4ta, etc.

También se debe mencionar un hecho importante que existen zonas de brechas mineralizadas, que son típicas en zonas adyacentes a las fallas y cuerpos de reemplazamiento.

3.5. GEOLOGIA ECONOMICA

En el Perú se reconocen 3 épocas metalogenéticas importantes; el más importante y antiguo al sur de la cordillera oriental; el intermedio en los pórfidos de cobre del sur; y el más joven los polimetálicos en el volcánico terciario y en el sedimentario mesozoico de la cordillera occidental.

La última época metalogenética fue la mineralización polimetálica de la franja volcánica terciaria y de la franja sedimentaria mesozoica de 21 a 50 millones de años; en esta última está emplazada el yacimiento minero de Atacocha.

Dentro de un distrito minero podría suceder que la mineralización se realizó en más de una época metalogenética, pero que el intervalo entre ambas épocas no ha sido grande.

Ejemplo. Mina Atacocha y Santa Bárbara.

Si consideramos que los yacimientos hidrotermales, se clasifican por su temperatura en hipotermas (300°-500° C), mesotermas (300°-200° C) y epitermas (200°-100° C), Mc Kinstry expresa que los yacimientos hipotermas tienen una profundización entre 800 mts a 1,200 mts; y los yacimientos epitermas entre 300 y 600 mts; desde este punto de vista, consideramos que si bien este trabajo es puramente académico, tiene la importancia de pronosticar su profundización, y es así que los yacimientos mesotermas e hipotermas, han dado lugar a la mediana y gran minería; los yacimientos

epitermales, han dado lugar a la pequeña minería. Esto nos hace pensar que el yacimiento de Atacocha está cumpliendo lo anteriormente dicho.

En conclusión el distrito minero de Atacocha se encuentra dentro de un distrito metalogenético, perteneciente a la faja mesozoica central andina, ocupando la parte central de 3 minas que forman el distrito minero junto con Machcan al norte y Milpo al sur.

Los depósitos de minerales de Atacocha, son de tres tipos:

- Cuerpos de relleno y reemplazamiento.
- Cuerpos de metasomatismo de contacto.
- Vetas ó filones.

La unidad Atacocha y San Gerardo, tienen un control estructural y litológico, mientras que la unidad Santa Bárbara, tiene un control geoquímico (skarn).

El yacimiento minero, es de origen hidrotermal epigenética mesotermal (leptotermal superior).

3.5.1. CONTROLES DE MINERALIZACION

Existen zonas mayores, como las fallas, con las que se sabe que está la zona mencionada, en estos yacimientos se encuentran en su mayoría los minerales de mena adyacentes a las zonas de falla, que dentro de ellas así como de rocas sedimentarias específicas, donde se encuentra la mena, es así que uno puede tener guía, mediante los controles de mineralización.

3.5.1.1 CONTROL ESTRUCTURAL

En las vetas y cuerpos de reemplazamiento, las fracturas constituyen en el factor determinante principal, para la formación de yacimientos.

Las formas de las fracturas y de los sistemas de fracturas encierran por tanto, la clave de la estructura de muchos tipos de yacimientos especialmente de Atacocha.

Las fracturas no son puramente accidentales, son el resultado de la rotura de una masa rocosa, bajo esfuerzos de comprensión, tensión y cizallamiento, o por efecto de una masa intrusiva.

Este control estructural está dado principalmente en la unidad Atacocha, así tenemos:

- Por esfuerzos de compresión : falla Atacocha, que pese a tener una corrida considerable, parece tener poca importancia como un control.
- Por esfuerzos de cizalla: Ore Body 13, 1 y adyacentes, que es donde está la mayor mineralización
- Por esfuerzos de tensión (veta prima,D)

Para poder analizar un cuerpo mineralizado, es ver naturalmente el modelo en su verdadera forma, mediante los planos geológicos 1:500 donde se correlacionan los sistemas con los accidentes geológicos.

3.5.1.2 CONTROL LITOLÓGICO Y ESTRATIGRÁFICO.

La mena del yacimiento se encuentra mayormente en las calizas triásicas-jurásicas, constituyendo un control estatigráfico y un control litológico en los intrusivos Ayarragan.

La unidad Atacocha, es típica de menas epigenéticas, es decir la mena se ha introducido en las calizas mayormente, siguiendo las fracturas y formando así los cuerpos mineralizados.

La unidad Santa Bárbara, es típica de menas singenéticas, es decir la mena es una parte original del cuerpo rocoso, siendo un control encontrar estas menas en las calizas recristalizadas.

El control para que una roca sea más receptiva es por las condiciones favorables que pueda presentar la roca, así: permeabilidad, para permitir el paso de las soluciones; reactividad química para inducir la precipitación de minerales.

La susceptibilidad de reemplazo está dado por las condiciones de permeabilidad y porosidad de las calizas y la reactividad química de las calizas son favorables químicamente, tanto para Atacocha y Santa Bárbara respectivamente.

3.5.1.3 CONTROL MINERALÓGICO

Los minerales presentes y su abundancia relativa, sirven de control. Las variaciones mineralógicas, son a menudo observables, que son por lo común el resultado de la alteración de las calizas por las soluciones mineralizantes.

Las calizas de la unidad Atacocha, muestran preferencia por los metales como el plomo, zinc y piritita (en orden

de abundancia).

Las calizas de la unidad Santa Bárbara, mayormente poseen metales de zinc, galena y cobre (chalcopirita).

3.5.2 ESTRUCTURAS MINERALIZADAS

Los depósitos minerales de Atacocha, son de tres tipos: cuerpos de relleno y reemplazamiento, cuerpos metasomáticos de contacto y filones o vetas de relleno.

3.5.2.1 CUERPOS DE RELLENO Y REEMPLAZAMIENTO

Las diferentes formas de abertura pueden ser rellenadas por minerales, tanto de mena como de ganga por simple deposición, ya que el relleno casi siempre va acompañado por procesos de sustitución metasomática de las paredes rocosas.

Su proceso de formación es a partir de la formación de una cavidad y luego el proceso de mineralización. Sus características está dado por estructuras compactas, crustificada, escarapelada y peiniforme.

El reemplazamiento metasomático es un proceso de solución y deposición capilar esencialmente simultánea, por medio del cual dos o más minerales o una masa rocosa son substituidas por minerales nuevos este proceso se realiza mediante la reacción de un líquido con un sólido, que en nuestro caso ha sido de las calizas con las soluciones mineralizantes.

Las fases de reemplazamiento, inicialmente está dado por los silicatos ferromagnesianos, atacados y seguidos por los feldespatos y el cuarzo; los minerales de ganga substituyen a todos los silicatos más no así a los sulfuros; los sulfuros formados mas comunes son la pirita, tetraedrita, blenda, chalcopirita, galena y plata.

Estos cuerpos de reemplazamiento son conocidos en la zona como Ore Body, que están determinadas por estructuras, ya sean en el techo mayormente de las fallas y flancos de un sinclinal.

En conclusión estos cuerpos de relleno y reemplazamiento se ubican en la unidad Atacocha y han sido reconocidos hasta un total de 14, de los cuales 3 se encuentran en producción y los restantes están agotados.

Con excepción de los Ore Bodies 9, 13 y 13B, Todos se ubican al techo de la falla 1 en la zona de replegamiento de los estratos de caliza y fallas de origen tensional rellenadas por dacita porfirítica, que han dado lugar a la formación de diques muy irregulares.

En algunos pasos estos Ore-Bodies comprenden un conjunto de vetas subparalelas con diseminaciones laterales de mineral, pudiendo llegar hasta muy cerca de la falla 1.

Dentro de estas estructuras la de mayores dimensiones es el Ore Body 13. La mayor corrida es de 700 m. y se observa en el NV-3775, profundiza alrededor de 900 mts. el emplazamiento es irregular tanto en sentido vertical como horizontal, dando lugar a ensanchamientos de hasta 25 metros.

3.5.2.2 CUERPOS METASOMATICOS DE CONTACTO

Las rocas intruidas por masas ígneas, son recristalizadas, alteradas y reemplazadas por emanaciones fluidas calientes de los intrusivos, estos cuerpos son conocidos como yacimientos en skarn.

El tipo de intrusivo y la clase de caliza dan los diferentes minerales de skarn, tales como la wallastonita, diopsido, tremolita, etc.

Varios de los skarn conocidos resultan zonados, siendo para la unidad Santa Bárbara la secuencia típica:

Mármol-Wallastonita-Granate(skarn)-Intrusivo.

En cuanto a la metalización definitivamente es de menor temperatura de alcance hidrotermal ya que por lo general en los yacimientos en skarn se observa mineralización retrogresiva de menor temperatura.

La metalización puede ocurrir dentro del intrusivo (Endo Skarn) y en el Skarn producido en la caliza (Exoskarn).

En síntesis estos cuerpos se ubican en la unidad Santa Bárbara, y su mineralización fue originada por metasomatismo de contacto en la aureola de alteración (Skarn) que bordea al intrusivo del mismo nombre en su flanco oeste, de norte a sur son los siguientes: Ore Body Santa Bárbara, Vasconia y Manuel.

El Ore Body Santa Bárbara es el de mayor corrida (180 m.) y profundiza cerca de 200 mts; La potencia media es de 12 mts, con algunas zonas estériles o con mineralización marginal.

3.5.2.3. VETAS DE RELLENO

Es una masa mineral compacta de forma tabular, formados por esfuerzos de tensión, compresión y cizallamiento.

En la zona fueron originados por relleno de fracturas tensionales o de cizalla, la mayoría de ellas se ubican al techo del Ore Body 13 (Zona S-E del yacimiento) o en las areniscas del Goyllar, cerca de la falla 1.

De este sistema las más importantes son las vetas prima y la veta K con una corrida promedio de 150 mts. profundizando por lo menos 200 mts.

3.5.3. TIPOS DE ALTERACION HIPOGENA DE CAJAS.

Las alteraciones más comunes de las rocas encajonantes son las siguientes:

SILICIFICACION.- Se produce a consecuencia de los procesos hidrotermales que van acumulando sílice que sumado a las soluciones determinan finalmente la silicificación del yacimiento.

PIRITIZACION.- Las rocas encajonantes llevan diseminadas, la pirita en los contactos de mineralización, la que alcanza profundizaciones diferentes de acuerdo al medio, observándose mayores zonas diseminadas en la caliza.

SILICATACION.- Están formado por sílice, en la zona de contacto entre el intrusivo y la caliza, controlado por el skarn tomando un color algo verdoso.

CLORITIZACION.- Formado por albita y anortita feldespatos calcosódicos, se transforman en clorita y sericita, tipo de alteración hidrotermal.

ARGILITIZACION Y CAOLINIZACION.- Es muy notable cerca de algunos orebodies como el 13 y también se presenta débil o desaparece en algunos casos.

3.5.4. MINERALIZACION.

La mineralización del yacimiento es de mena y ganga; los minerales de mena son aquellos que poseen un valor económico rentable, los minerales de ganga se consideran aquellos que no tienen valor económico rentable, y que por lo general se encuentran asociados con los minerales de mena.

Minerales de Mena: Galena, Esfalerita, Chalcopirita, Oro, Tennantita, Tetraedrita, calcopirita, etc.

Minerales de Ganga: Pirita, Calcita, Cuarzo, Arsenopirita, Rejalgar, Oropimente, Rodocrosita, Granate, Fluorita, Wallastonita, Serpentina, Epidota, etc.

3.5.5. ZONAMIENTO

El zonamiento es la distribución espacial de los minerales en un determinado yacimiento.

El zonamiento de los depósitos minerales es frecuente y es una de las características que presenta el yacimiento de Atacocha.

Del estudio de los cocientes metálicos se llegaron a establecer las siguientes conclusiones:

A) Se nota una variación sistemática, tanto en horizontal como en vertical en los contenidos metálicos de los cuerpos mineralizados, indicando una (mineralización) zonación de zinc a plomo a plata, con este último ocupando los márgenes del yacimiento.

B) Las zonas de valores inferiores a 1 en los cocientes Pb/Zn, Ag/Pb, Ag/Zn, Parecen provenir de la misma zona en profundidad esto sugiere que se trata de un solo chorro de mineralización que alimentó a todas las estructuras de la unidad Atacocha a partir del Ore Body 13.

C) La evolución de las soluciones hidrotermales no estuvo afectada por el tipo de roca de caja.

D) La mineralización de la unidad Santa Bárbara es independiente de la de Atacocha y que la ocurrencia de Rodocrosita, Rejalgar y Oropimente, así como algo de marcasita y aragonito en el Ore Body Santa Bárbara, podría representar el final de un zonamiento con centro en el Ore Body Vasconia.

3.5.6. PARAGENESIS.

El yacimiento de Atacocha, no tiene un estudio completo acerca de su paragénesis, pero por las observaciones y experiencia en base a geólogos que estudiaron la mina se puede decir que: ciertas asociaciones de minerales representan estados de la deposición mineral y son reconocidos tres estados en la mina Atacocha.

A) PRIMER ESTADO.— Son la pirita, cuarzo, teniendo más inclusiones de cuarzo y pequeñas proporciones de pirita; La arsenopirita también puede pertenecer a este estado, se tiene que a lo largo de la falla 1; las calizas

Pucará y rocas intrusivas ambas en el lado de la caja piso de la falla son cubiertas, dentro de una roca silicificada densa, conteniendo disseminaciones de cristales de pirita.

La silicificación en las vetas del muro no es pronunciada. Las Rocas intrusivas tienen silicificación y piritización comunmente a lo largo de estos márgenes.

B) SEGUNDO ESTADO.- En este estado se tendría a los sulfuros que pertenecen a toda las masas mineralizadas como son la galena, esfalerita, jamesonita, tennantita; así mismo a las gangas minerales del carbonato y fluorita, la calcita puede tener un gran recorrido de deposición que otros como la rodocrosita y fluorita.

C) TERCER ESTADO.- Se tendría las vetillas de oropimente y rejalgar que se encuentra cortando a los sulfuros anteriormente nombrados.

Resumiendo en un cuadro se tendría lo siguiente:

PRIMER ESTADO: Cuarzo - Pirita.

SEGUNDO ESTADO: Cuarzo - Pirita - Esfalerita - Galena
Tennantita Jamesonita Calcita Rodocrosita
Fluorita.

TERCER ESTADO: Rejalgar-oropimente.

Estas argumentaciones nos llevan a concluir que el yacimiento de Atacocha es de tipo mesotermal (leptotermal superior) con algunas características de epitermal.

3.6. GELOGIA HISTORICA.

Haciendo un resumen tenemos:

1. La caliza Pucará es la roca más antigua que aflora en Atacocha y por sus asociaciones con la pizarra indica que es de origen bio-químico.
2. Toda esta zona fue probablemente levantada y erosionada en el intervalo de la deposición de Pucará y Goyllarisquizga debido a que no se ha reconocido estratos correspondientes al Jurásico medio y superior.
3. El mar probablemente retrocedió durante el cual se depositaron sedimentos correspondientes al Goyllarisquizga (cretásico)
4. Se depositaron en parte durante esta sedimentación del Goyllarisquizga en condiciones de sedimentación déltica.

5. La actividad volcánica comienza cerca del fin del período cretácico, dando lugar a los flujos basálticos.
6. Luego se produce una invasión marina donde se depositaron las calizas Machay, sobre los flujos de Basalto (cretácico).
7. Se produce un intenso plegamiento, fallamientos, fracturamientos, producidos por las intrusiones de las rocas ígneas (terciario).
8. Las intrusiones de las rocas fueron alteradas por soluciones hidrotermales y los sulfuros metálicos se depositaron y precipitaron las soluciones.
9. En el plioceno existieron los glaciares pero su extensión es todavía desconocida.
10. En el presente, la erosión activa activamente y ello no da lugar a la formación de zonas de enriquecimiento supérgeno de los cuerpos mineralizados, por esta razón, los sulfuros metálicos se presenta en la superficie; sobre todo en el área de San Gerardo.

3.7. EXPLORACIONES Y DESARROLLOS

La toma de decisiones en una empresa minera esta en relación directa al resultado de un conjunto de planes y proyectos que al ser analizados y estudiados minuciosamente en el entorno geográfico, del cual provienen nos dan el riesgo calculado para la realización de un conjunto de inversiones.

El Departamento de Geología en virtud de lo anteriormente dicho cumple un rol fundamental, sobre todo en la búsqueda del aumento en el volumen de reservas y sobre todo en reemplazar el tonelaje beneficiado en un período.

Considerando las necesidades de buscar un mejor incremento de las reservas para Atacocha, anualmente se plantea un programa agresivo de exploraciones y desarrollos dirigidos a las áreas favorables, escogidas en base a estudios y consideraciones geológicas.

Con cincuentaitres (53) años de minado en Atacocha, constituyen un excelente record de información en los archivos del departamento de geología; estos datos al ser analizados convenientemente, permiten llegar a importantes conclusiones y ser utilizados en las campañas de exploraciones.

Las técnicas que se emplean en los programas de exploraciones son:

PERFORACION DIAMANTINA

Se obtiene información geológica en forma rápida, mediante testigos, ya sean petrográficos ó mineralógicos.

LABORES SUBTERRANEAS

A través de 53 años de operaciones, se ha ejecutado diversos tipos de labores como son: piques, cruceros, galerías y chimeneas. Durante este período, en la mina Atacocha se ha ejecutado 188,256 mts lineales de labores, contribuyendo con ello aún mejor conocimiento del yacimiento y sobretodo a la construcción de un prototipo del yacimiento.

Durante los últimos nueve años la evolución del mineral ganado por exploraciones y desarrollos es como sigue:

AÑO	TONELADAS DESCUBIERTAS	METROS DESARROLLADOS	T.M DESCUBIERTAS POR METRO
1936	42,086	1,179	35.70
1980	337,205	4,878	69.70
1981	598,561	3,067	195.16
1982	573,971	4,132	138.91
1983	761,387	4,328	175.92
1984	671,727	4,409	152.35
1985	831,633	6,376	130.43
1986	930,543	4,229	220.04
1987	1'029,780	4,922	209.22
1988	505,214	4,143	121.94
TOTAL :	6'240,021	40,484	

PROMEDIO: 693,336 Tms 4,498 Mts 154.14 tms/mt

Para el presente año 1989, el programa de exploraciones y desarrollos es bastante prudente, teniendo en cuenta que la empresa tiene programado realizar inversiones en equipos y otros proyectos de servicios; sin embargo se está programando realizar 5,000 mts de avances en exploraciones y desarrollos.

El resumen anual general de exploraciones Y desarrollos del año 1988, se distribuye como sigue:

ITEM	TIPO DE LABOR		TOTAL
	HORIZONTAL	VERTICAL	
ATACOCHA (Secc. 2 y 4)	1,630 MTS	644 Mts	2,274
SANTA BARBARA (Secc.4)	1,673 "	197 "	1,870
TOTAL	3,303 "	841 "	4,144

3.8 PROFUNDIZACION DE LA MINERALIZACION.

En cuanto se refiere a la profundización de los clavos principales mineralizados en Atacocha, debemos de tratar cada zona por separado:

SISTEMA ATACOCHA : Entre noviembre de 1968 a marzo de 1969 la firma BOYLES BROS DIAMANTINA efectuó 7 sondajes diamantinos del NV-3600 hacia la profundización de los clavos y cuerpos mineralizados, en total se obtuvo 704 Mts de sondajes diamantino, mediante esta información geológica se infiere la profundización de las zonas mineralizadas en el NV-3600 para poder cuantificar el potencial del depósito en profundidad, la empresa decide la construcción del pique 447 cuyo inicio data del año 1975. Este pique 447 inicia en el NV-3600 y tiene una profundidad de 135 Mts.; A partir del pique se ha desarrollado los niveles 3540 y 3480. Reconociéndose las estructuras ORE BODY 13 B, ORE BODY 9, VETA P y otros con valores económicos.

SISTEMA SAN GERARDO: Estas estructuras son vetas y fallas mineralizadas con diseminaciones en las cajas, actualmente están siendo desarrolladas en el NV-4000, Se infiere una profundización económica de 50 metros debajo del NV-4000 (NV-3950). El contenido metálico es mayormente plomo/plata.

CUERPOS SANTA BARBARA: Los cuerpos mineralizados (Skarn) de la mina Santa Bárbara han sido reconocidos hasta el NV-3600 Mediante el CX-5420 Sur lográndose interceptar los siguientes cuerpos: Ore Body Cristina norte, O.B. Anita, O.B. Cristina, O.B. Santa Bárbara, O.B Cristina sur y el O.B. don Felipe. Todos estos cuerpos tienen leyes altas de zinc, de otro lado estos cuerpos profundizan por debajo del NV-3600.

3.9 RESERVAS DE MINERAL.

Las reservas de minerales minables tiene especial importancia en las decisiones de inversión; de otro lado también es importante mostrar la distribución espacial de estas reservas y su relación con los sistemas de servicios auxiliares según ello tenemos:

A.- RESERVAS PROBADO - PROBABLE

AÑOS	T.M.S	% Pb	% Zn	L E Y E S	
				Oz. Ag/Tc	Oz. Au/Tc
1984	4'132,896	3.76	5.41	3.10	0.010
1985	4'417,937	3.74	5.40	3.03	0.010
1986	4'776,793	3.77	5.70	3.18	0.010
1987	5'166,228	3.83	5.80	3.34	0.011
1988	5'220,772	3.84	5.56	3.07	0.011

B.- RESERVAS POR SECCIONES

AÑOS	SECCION 2	SECCION 3	SECCION 4	TOTAL
1984	785,250	2'025,119	1'322,527	4'132,896
1985	751,049	2'518,224	1'148,664	4'417,937
1986	859,823	2'579,468	1'337,500	4'776,793
1987	826,596	2'841,425	1'498,207	5'166,228
1988	763,277	2'899,617	1'557,878	5'220,772
MINERAL PROBADO		3'198,957	T.M.S	(61%)
MINERAL PROBABLE		2'021,815	T.M.S	(39%)

CAPITULO IV

MINERIA, METALURGIA Y SERVICIOS AUXILIARES

4.1 LABORES DE EXPLORACIÓN, DESARROLLOS Y PREPARACIÓN

Estas labores deben de cumplir los siguientes objetivos, dependiendo de que se trate.

A) Labores de Exploración: El objetivo de estas labores es que a través de las mismas se lleguen a descubrir nuevas áreas mineralizadas, la sección de estas labores es generalmente de 7'x 8'; también se pueden considerar a las perforaciones diamantinas dirigidas hacia las zonas favorables con la finalidad de obtener información geológica para determinar la presencia de mineralización.

En general las labores de exploración sirven para aumentar las reservas de mineral.

B) Labores de Desarrollo: El objetivo fundamental de estas labores es hacer accesible los blocks cubcados que consiste en desarrollar galerías y/o subniveles sobre vetas y cuerpos mineralizados, de tal forma que se puede evaluar y cuantificar el mineral encontrado y la posibilidad de su explotación económica, mediante métodos de minado que se ajusten a la realidad del terreno (mineralización y alteración de cajas). Las dimensiones de las galerías y subniveles está en relación al equipo a emplear.

C) Labores de Preparación: El objetivo fundamental de las labores de preparación es preparar al block mineralizado para su explotación, esta etapa consiste en la construcción de chimeneas de ventilación, tolvas para la extracción de mineral, caminos de acceso, rampas de acceso para equipos y otros menores que finalmente hacen posible la explotación sistemática y racional de las reservas.

Los trabajos de exploración; desarrollo y preparación son ejecutados íntegramente por contratistas de minas.

4.2 METODOS DE MINADO

El minado es la actividad que consiste en extraer los minerales comerciales en cantidad, calidad y a un costo que haga económico la operación, para su conveniente explotación el yacimiento ha sido dividido en niveles cada cincuenta (50) metros de diferencia de cota como promedio.

Los métodos de minado empleados en Atacocha son:

- Corte y relleno ascendente abierto con relleno hidráulico
- Corte y relleno ascendente abierto con relleno convencional
- Corte y relleno ascendente con cuadros de madera, con relleno hidráulico y relleno convencional
- Corte ascendente con almacenamiento provisional (Skirinkage dinámico tipo Draw Point)
- Corte y relleno ascendente por paneles alternados (tipo cámaras y pilares)
- Métodos Auxiliares

4.2.1 CORTE Y RELLENO ASCENDENTE ABIERTO

Es el sistema minado más importante en Atacocha; este método aporta aproximadamente el 98% de la producción total.

El método consiste en el arranque de rebanadas horizontales o pisos de mineral; los cortes de mineral avanzan de abajo hacia arriba; el método se aplica bajo dos sistemas bien diferenciados:

Sistema Convencional: Aplicado a vetas angostas y cuerpos mineralizados de dimensiones reducidas, en las operaciones de perforación se emplean perforadoras manuales Jack-Leg; para la limpieza de mineral se emplean Winchas de arrastre operados con motores eléctricos.

Sistema Mecanizado: aplicado a cuerpos mineralizados potentes y de mayor longitud donde el área de rotura permite la flexibilidad de los equipos que se utilizan; para la perforación se emplea Stope Wagon Drills; para la limpieza del mineral se emplean: Pala Cavo 310 y Scooptrams Electrohidráulicos de una y dos yardas cúbicas de capacidad, por otro lado también se dispone de Scooptrams Diesel.

El ciclo de minado esta constituido por la siguiente secuencia:

Sistema mecanizado con relleno convencional= perforación, relleno, voladura y limpieza (altura máxima de techo 7.0 Mts a 7.5 Mts).

Sistema mecanizado con relleno hidráulico= perforación, relleno, voladura y limpieza (altura máxima de techo 4.0 Mts a 4.5 Mts).

El minado mecanizado en cuerpos mineralizados de gran amplitud o en vetas anchas y con mejores terrenos, básicamente se debe a:

- Rocas duras y autosostenibles
- Mejor distribución de esfuerzos al mantener techos en arco.
- Necesidad de obtener altos rendimientos

La mecanización en el minado comienza a manera de prueba en el stope 026, NV-4050 sección N°4 Santa Bárbara (febrero de 1977) y posteriormente con la parte baja de la zona Atacocha (sección N°3).

En cuerpos irregulares la versatilidad de los equipos es fundamental para los rendimientos, de otro lado los equipos LHD pueden escoger mejor el mineral de acuerdo a sus leyes.

4.2.2 Corte y Relleno Ascendente con Cuadros de Madera

Este método es usado generalmente en terrenos de malas características (no autosostenidos), el techo de mineral y las rocas encajonantes no son estables al alcanzar alturas de corte normal; el terreno es deleznable y propenso a colapsar ante una pequeña abertura practicada en el stope, para evitar este problema se acude al uso de madera que empleado mediante el sistema de cuadros evita que el terreno colapse al menos en el corto plazo (sostenimiento provisional).

Este método ha sido ampliamente utilizado en la mina Atacocha sobre todo antes de que se empleara el sistema de relleno hidráulico, actualmente solo se tiene aproximadamente un 4% de los stopes con este sistema sobre todo donde no llega el relleno hidráulico (sección 2), también se utiliza este método cuando el minado de un stope está en los últimos cortes (comunicación al

nivel superior) debido a que resulta difícil y peligroso una buena comunicación con el techo autosostenido, sobre todo cuando en el nivel superior se tiene muchas restricciones y/o también por el fracturamiento del terreno y rocas encajonantes.

El método es muy costoso por el mayor consumo de mano de obra, el consumo de madera y el lento ciclo de minado.

El empleo de madera ha sido estandarizado (cuadro stope tipo Atacocha).

Postes	8" x 8" x 6'3"	(labrado)
- Sombreros:	8" x 8" x 5'3"	"
- Tirantes	5" x 8" x 48"	"

Los equipos que se utilizan en este método son: Perforadoras Jackleg y Winches de arrastre eléctricos.

4.2.3 CORTE Y ALMACENAMIENTO PROVISIONAL

De muy poco uso en nuestra explotación, actualmente se usa en Santa Bárbara para explotar la veta manual (stope 70; NV-4154) que es un cuerpo de forma regular de unos 10.0 mts de potencia y con buen terreno, la perforación se realiza con perforadoras Jackleg.

La extracción de mineral, se hace con palas neumáticas de los embudos ubicados en el nivel inferior.

4.2.4 MINADO POR METODOS COMBINADOS

Son empleados ocasionalmente, cuando se presentan circunstancias necesarias y particulares para su empleo; como ejemplo característico podemos citar:

Corte y relleno ascendente del stope 574; NV-3775 que se explota mediante paneles alternos (tipo cámaras y pilares). Por otro lado también podemos citar los cortes verticales con cuadros, el mismo que se emplea en la comunicación de algunos tajeos, esto está supeditado al comportamiento del terreno.

Los métodos originalmente utilizados en su aplicación al minado de cuerpos mineralizados, ha evolucionado y perfeccionado en sus parámetros, como en su sistema de trabajo, así como en el uso de equipos mecánicos (cautivo y no cautivo).

La evolución de los métodos se diferencian del original básicamente en lo que se refiere al equipo mecánico, a

sus dimensiones y sobre todo al sostenimiento de las áreas abiertas, al perfeccionar los sistemas de sostenimiento de aberturas subterráneas y sobre todo al mejorar grandemente la velocidad del flujo de relleno (R/H), han permitido mejorar los parámetros de producción; productividad y costos.

4.2.5 TRANSPORTE DE MINERAL Y RELLENO

El transporte de mineral y relleno (donde no hay relleno hidráulico), se realiza por medio de locomotoras de 1.5 a 8.0 toneladas y carros mineros de 20 a 110 pies cúbicos. Todo el mineral cae por gravedad a través de los echaderos principales hasta el NV-3600, por donde sale a la concentradora que se encuentra en Chicrin.

4.3 PRODUCCION Y PRODUCTIVIDAD

La producción de minerales a través de los años se ha ido incrementando en forma progresiva, como consecuencia de introducir mejoras en el minado empleado (progresiva mecanización de los estopes, empleo de relleno hidráulico, optimización de los servicios auxiliares, agresiva política de exploraciones y desarrollos, otros menores), en forma simultánea la productividad se ha incrementado, pero está a través del tiempo no ha mejorado significativamente, esto debido fundamentalmente a factores humanos (en promedio un trabajador minero de Atacocha cuenta con 25 años de trabajo, razón por la cual este trabajador promedio está bastante fatigado, desgastado y es apático a los incentivos), podemos entonces hablar de una obsolescencia física del trabajador.

A continuación se muestra la evolución de los parámetros de producción; productividad y otros por secciones.

A) Sección Nº 2

AÑO	T.M.S.	TMS/TAREA	KG-EX/TMS
1984	103,685	4.18	0.266
1985	124,848	4.18	0.261
1986	115,075	3.97	0.272
1987	128,784	4.20	0.249
1988	91,444	4.92	0.213

B) Sección Nº 3

AÑO	T.M.S.	TMS/TAREA	KG-EX/TMS
1984	246,881	5.22	0.256
1985	299,049	6.14	0.294
1986	334,506	7.63	0.283
1987	383,205	8.04	0.334
1988	272,205	7.49	0.283

C) Sección Nº 4 (Santa Bárbara)

AÑO	T.M.S	TMS/TAREA	KG-EX/TMS
1984	93,199	7.31	0.366
1985	122,696	7.55	0.310
1986	122,105	7.42	0.332
1987	128,357	8.15	0.236
1988	87,021	6.53	0.314

Las diversas clases de explosivos que se utiliza en Atacocha son:

Sección Nº 2 Dinamita 45% y 65%; (Semexsa y Exadit)
 Sección Nº 3 Dinamita 45% y 65%; Hidrogel H 28
 Sección Nº 4 Hidrogel H 28; Examonv y AN-FO

Resumen general de explotación Mina:

AÑO	T.M.S	T.M.S/TAREA	KG-EX/TMS
1984	443,765	5.23	0.281
1985	546,592	5.72	0.290
1986	571,686	6.42	0.292
1987	640,346	6.25	0.297
1988	450,669	6.70	0.275

4.4 GRADO DE RECUPERACION DE RESERVAS MINABLES

La Cia minera Atacocha tiene como uno de sus objetivos fundamentales la recuperación máxima de las reservas minables, en todos y cada uno de los stopes en operación. Para ello en cada piso (corte) se delimita el área mineralizada económica, teniendo que realizar en forma conjunta la explotación, exploración y a veces la preparación. Esto es fundamental sobre todo en los

cuerpos mineralizados que son totalmente irregulares. Pudiendo cambiar la magnitud del área de minado de un corte a otro en forma drástica (el stope crece en área de minado).

También se debe mencionar que la máxima recuperación de reservas con lleva a una baja productividad en la explotación del stope, debido a que los ciclos de minado sufren un retraso, mientras dure la delimitación del área mineralizada para contrarrestar la baja productividad de los stopes en crecimiento, se cuenta con una cantidad razonable de stopes en operación, el resultado general casi no se deja sentir.

Los trabajos de máxima recuperación de reservas minables, se realizan con el mismo personal de explotación y es diseñado y dirigido por los ingenieros de minas en su totalidad.

Como ejemplo podemos citar el stope 583; NV-3775; que en el piso N^o 16 el área de minado aumento en un 120%, otro ejemplo: el stope 337; NV-3600, que en el piso N^o 15 el área de minado aumentó en un 40%, en ambos casos la ganancia de reservas que no han estado dentro de los cálculos de la cubicación del departamento de geología.

4.5 MAQUINARIA, EQUIPO Y PERSONAL

La Cia minera Atacocha para sus operaciones de mina cuenta con 546 obreros y un pool de maquinarias y equipos distribuidos en las tres secciones de la siguiente manera:

A) Sección N^o 2

Producción anual = 129,000 TMS

Tipo de relleno = convencional (detrítico)

Personal = 165 hombres

Equipo:

4 Scooptrams Wagner EHST-1A, 1.1 Yd³, motor 40 HP, 440V

3 Microscoop France Loader, 0.5 Yd³, motor 30 HP, 440V

2 Uppers Drill Atlas Copco con barra de 10' perforadora
COP 89 D

52 Perforadoras Jack Drill (Montabert y Atlas Puma)

10 Perforadoras Stoper

39 Winchas Eléctricas de arrastre (Derena, Joy y Domeq)

1 Mini Jumbo Alimak L-231 M con perforadora COP-115 ED
y motor Deutz F2L-11W

- 2 Locomotoras Eléctricas Trolley - Clayton de 5.5 TM
250 V - DC
- 2 Locomotoras Eléctricas Trolley General Electric 4 TM
250 V - DC
- 6 Locomotoras Eléctricas Trolley General Electric 2 TM
250 V - DC
- 3 Locomotoras Eléctricas a batería Mancha Little Tramer
1.5 TM 48 V - DC
- 20 Carros mineros tipo Gramby de 5ta rueda de 80 P3
- 39 Carros mineros de 35 P3; 4 ruedas de cajón
- 35 Carros mineros de 55 P3; 4 ruedas de cajón
- 13 Carros mineros de 20 P3; 4 ruedas de cajón
- 10 Palas cargadoras neumáticas (Eimco 12B; Eimco 22
y atlas LM 56)
- 4 Ventiladores Axiales (ITSA Y JOY)
- 1 Tractor de orugas caterpillar Mod D6D, motor Diesel
Cat 3306 Pc
- 3 Winches de Izaje Clyde de 20 HP; 12 PSS (incl. 1 y 2)

B) Sección Nº 3

Producción Anual = 383,000 TMS

Tipo de relleno = Relleno hidráulico

Personal = 297 hombres

Equipo:

- 6 Scooptrams Wagner EHST-1A, 1.1 Yd3, motor 40 HP-440 V
- 1 Scooptrams Wagner EST-2D, 2.2 Yd3, motor 75 HP-440 V
- 4 Autocargadores neumáticos: Pala cavo 310 Atlas Copco
- 31 Winches eléctricos de arrastre (Derena, Joy y Domeq)
- 1 Winches de Izaje Elliot-GEC, 2tambores, 24 Pjs c/u,
150 HP(balancin), pique 533 del NV-4000 al NV-3600
- 1 Winche de Izaje Ingersoll Rand de 2 Tambores, Skeep y
Jaula de 12 pasajeros, 75 HP pique 447 del NV-3600 al
NV-3480
- 1 Winche de Izaje Ingersoll Rand de 1 tambor, 12 Pjs,
40 HP (pq 464) del NV-4000 al NV-3900
- 1 Winche de Izaje Clyde de 2 tambores, 2 jaulas 12 Pjs
c/u - 75 HP del NV-3900 al NV-3600
- 1 Super Upper Drill Hidráulico con barra de 10'; 2
perforadoras hidraulicas COP 1025
- 8 Uppers Drill Atlas Copco con barra de 10',perforadora
COP 89 D
- 26 Perforadoras COP 89 D

- 66 Perforadoras Jack Drill (Montabert y Atlas Puma)
- 12 Perforadoras Stoper (Montabert)
- 7 Palas cargadoras neumáticas (Eimco 12 B; Eimco 22 y Atlas LM 56)
- 12 Ventiladores Axiales (Joy, Itsa y Airtec)
- 2 Máquinas de soldadura de arco eléctrico RN-300 Hb
- 1 Afiladora de barrenos integrales, Fagersta Secoroc modelo Junior
- 3 Locomotoras Trolley Clayton de 8 TM c/u NV-3600 250 V - DC
- 1 Locomotora Trolley General Electric de 8 TM c/u NV-3600, 250 V - DC
- 2 Locomotoras Trolley General Electric de 4 TM c/u NV-3600, 250 V - DC
- 2 Locomotoras Trolley General Electric de 2 TM c/u 250 V - DC
- 3 Locomotoras a batería de 1.5 TM 48 V - DC (mancha-BEV y Gemco)
- 01 Bomba de pistón: Mars H-180S; 360 Kw - 440 V
- 40 Carros mineros tipo Gramby 5ta rueda de 110 P3
- 38 Carros mineros de 55 P3; 4 ruedas de cajón
- 51 Carros mineros de 35 P3: 4 ruedas de cajón
- 16 Carros mineros de 20 P3: 4 ruedas de cajón

C) Sección N 4 (Santa Bárbara)

Producción Anual = 128,000 TMS
 Tipo de relleno = Convencional (chancado)
 Personal = 84 hombres

Equipo:

- 2 Scooptrams Wagner ST-2E de 2.2 Yd3, motor Diesel Deutz 78 HP
- 1 Scooptrams Wagner HST - 1A de 1.1 Yd3, motor Diesel Deutz 51 HP
- 1 Scooptram Jarvis Clark JS-220E, 2.2 Yd3, 75 HP - 440 V
- 2 Scooptrams Wagner EST-2D, 2.2 d3 ,motor 75 HP - 440 V
- 1 Scooptram Wagner EHST-1A; 1.1 Yd3, motor 40 HP - 440 V
- 4 Uppers Drill Atlas Copco con barra de 10', 2 perforadoras Cop 89 D
- 2 Uppers Drill Wills y Sons, modelo 400, barra de 10'; 2 (Cop 89 D)
- 21 Perforadoras Cop 89 D
- 26 Perforadoras Jack Drill (Montabert, Atlas Puma)

- 8 Perforadoras Stoper (Montabert)
- 3 Palas cargadoras neumáticas (Eimco 12 B)
- 2 Jumbos neumáticos sobre Orrugas, Ingersoll Rand, Crawlair CM-350 con perforadoras VL - 120
- 1 Motoniveladora de carreteras Caterpillar, Mod 120 G con motor 125 HP Nº 3304 PC
- 3 Camiones tipo Volquete D-800 con Tolva de 6M3; motor 78 HP
- 2 Locomotoras Trolley General Electric de 2 TM c/u, 250 V - DC
- 1 Locomotora Trolley mancha de 1.5 TM 250 V - DC
- 2 Locomotoras a batería mancha de 1.5 TM 48 V - DC
- 25 Carros mineros de 55 P3; 4 ruedas de cajón
- 26 Carros mineros de 35 P3; 4 ruedas de cajón
- 8 Winches Eléctricos de arrastre (Derena y Joy)
- 1 Máquina de soldadura de Arco eléctrico RN- 300 Hb
- 1 Tractor de orugas caterpillar, Mod D6D Motor Cat 3306 PC
- 2 Cargadores Frontales Caterpillar, Cat-920; Motor 3304-PC
- 1 Compresora Portátil Diesel; Joy MFG-CO tipo tornillo; 650 RP5; 650 CFM
- 1 Compresora Portátil Diesel; Atlas Copco tipo tornillo XT - 430; 900 CFM
- 3 Ventiladores Axiales
- 2 Cargadores Neumáticos de EXAMON / AN-FO
- 1 Chancadora de Quijadas Kue-Kent 24" x 36" con motor de 75 HP 440 V - AC

4.6 SERVICIOS AUXILIARES

La mina Atacocha para el desarrollo de sus actividades mineras dispone de una diversidad de flujos, talleres y medios de transporte, los mismos que detallamos:

A) ENERGÍA ELECTRICA

La mina Atacocha genera su propia energía eléctrica mediante dos centrales hidroeléctricas (Chaprin y Marco-pampa).

Además la red de Atacocha está interconectada a la red de centromin Perú, mediante una línea de transmisión de Cerro de Pasco a Chicrin con 46,000 voltios.

- Planta Hidroeléctrica Chaprin (1.54 M3/seg) agua	: 5,400 KW
- Planta Hidroeléctrica Marcopampa (1.00 M3/seg) agua	: 1,200 KW
- Línea transmisión C _Q de Pasco - Chicrin	: 2,480 KW

Total de energía disponible	9,080 KW

B) ENERGIA NEUMATICA

Para la producción de energía neumática en la mina Atacocha se dispone de un conjunto de compresoras:

b.1 Compresoras eléctricas estacionarias de aire

1 Compresora I-R tipo XCB;	800 CFM; 100 HP
1 Compresora I-R tipo XRE;	800 CFM; 100 HP
2 Compresora I-R tipo XRE;	1,000 CFM; 200 HP
2 Compresora I-R tipo XLE;	1,000 CFM; 200 HP
3 Compresora I-R tipo XLE;	1,518 CFM; 250 HP
1 Compresora I-R tipo XLE;	600 CFM; 150 HP
2 Compresora I-R Centac II;	3,600 CFM; 700 HP
1 Compresora Joy MFG.CO tipo tornillo RES-600,	600 CFM; 150 HP

Total = 13 unidades (18,554 CFM instalados)

b.2 Compresoras Portátiles (diesel)

2 Compresoras Atlas Copco tipo tornillo, XT-430;	900 CFM
1 Compresoras Joy MFG.CO tipo tornillo, Ps-650;	650 CFM
Total = 3 unidades	(2,450 CFM)

C) ABASTECIMIENTO DE AGUA

El suministro de agua para uso industrial y doméstico, proviene de: la laguna Ñahuelpun, manantiales diversos y captación de filtraciones subterráneas.

C.1 Laguna Ñahuelpun: Situado al **NW** de la mina; de ella se extrae agua con una bomba estacionaria (Byron Jackson Mod,SDMX-Multiplex de 4 etapas, con motor eléctrico de 100 Hp) que vence una altura de 200 metros con tubería de 4"Ø a partir de ello el flujo es por gravedad, este flujo (caudal máximo 240 GAL/MIN) es distribuido a campamentos y para las operaciones de minado de las secciones 2 y 4, aparte de ello también se alimenta al sistema de compresoras y talleres.

C.2 Manantiales Diversos: El déficit de agua ha sido cubierto en parte captando el afloramiento natural de agua (manantiales) que se tienen en los alrededores de

la mina.

C.3 Captación de Filtraciones subterráneas: en algunas zonas de interior mina se tiene filtraciones de agua con un PH neutro, apto para el uso industrial y/o doméstico, es el caso de toda la sección 3 y parte de la sección N°4 (hace uso de bombas).

D) TALLERES DE MAESTRANZA MINA

La mina Atacocha dispone de un conjunto de talleres electro/mecánicos para el mantenimiento y/o reparaciones de equipos y maquinarias con las cuales trabaja. En sus talleres pueden rebobinar motores, en el banco de tornos pueden preparar piezas/repuestos según necesidades, también cuenta con un taller de tuberías (instalaciones y/o reparación), taller de reparación de locomotoras, herrería, carpintería, soldura, reparación de máquinas perforadoras, taller Diesel donde se reparan los Scooptrams, etc. Estos talleres están ubicados tanto en Atacocha como en Chicrin.

E) ALMACEN

La Mina Atacocha cuenta con un almacén general que está ubicado en Chicrin, este almacén ha sido descentralizado a Atacocha (mina) para un mejor servicio en el abastecimiento de repuestos y partes a los equipos y otros de la unidad.

F) TRANSPORTE EN SUPERFICIE MINA

Existe un pool de camionetas, camiones y otros, los mismos que están al servicio de los Ingenieros y personal administrativo de la unidad.

El personal obrero no necesita movilidad para asistir a su trabajo (el campamento está junto a la mina).

A excepción del personal de la mina Santa Bárbara (sección 4) que utiliza dos camiones especialmente acondicionados, en el cual se trasladan hasta la sección 4, por otro lado también debo mencionar que la empresa mantiene una camioneta que hace servicio permanente por la quebrada que une Chicrin (planta) y Atacocha (mina).

4.7 PLANTA DE BENEFICIO

Para recuperar los valores de plomo contenidos en el mineral en explotación la compañía minera Atacocha se decidió instalar una planta de concentración de minerales, con una capacidad de procesamiento de 100 TMS/DIA.

El método de concentración elegido debía ser el más adecuado al mineral y por lo tanto se desarrollaron diversas pruebas metalúrgicas, en 1,937 se emprendió la construcción de la planta ubicada sobre la margen derecha del río Huallaga, próxima al poblado de Chicrín.

A finales de 1,937 se inauguró la planta concentradora N^o1, que contaba con una sección de Molienda y trituración, además de un circuito de flotación de plomo compuesto por seis celdas.

En la medida en que las cotizaciones internacionales del zinc no hacían atractiva su inmediata recuperación, pese a que el mineral en explotación contenía valores del metal, se optó por almacenar los relaves de la planta para su posterior tratamiento.

Como era de esperar, en el año 1,940, los precios internacionales de los metales se incrementó notablemente, razón por la cual se agregó un banco de celdas para flotar el zinc, tanto del mineral de mina así como por el tratamiento de relaves.

Debido a un programa de ampliación de la producción en la mina, se determina la construcción de la segunda planta de concentración, la capacidad inicial de la concentradora N^o2 fue de 375 TMS/DIA, que sumadas a la capacidad de la concentradora N^o 1, significaba para la empresa una capacidad de tratamiento de 575 TM/DIA en la primera etapa.

En el año 1,950, la planta concentradora N^o 2 entró en operación.

En el año 1,955, la planta N^o 2 elevó su capacidad de tratamiento a 750 TMS/DIA, en el año 1,968 la planta N^o2 eleva su capacidad a 1,500 TMS/DIA, año en que deja de operar la planta N^o1, después de haber operado 30 años ininterrumpidos.

En el año 1,980, el directorio, determinó que se

prosiguiera la ampliación de operaciones en dos etapas, la primera a 1,800 TMS/DIA y la segunda elevaría esa capacidad a 2,200 TMS/DIA.

Fue así que la compañía minera Atacocha S.A., encargó a la firma KAISER ENGINEERS INC, los estudios para establecer cuál era la manera óptima de mejorar el rendimiento de la concentradora N^o2; tanto mediante la modernización de los equipos destinados a la concentración de minerales, cuanto a través del aumento de la capacidad de la instalación a los tonelajes previstos.

Con la propuesta presentada por los consultores externos, complementada por los estudios de ingeniería y recomendaciones de los propios técnicos de la empresa, la empresa decidió ampliar y modernizar la concentradora N^o 2.

Antes de la modernización de los circuitos de flotación, la planta contaba con 52 celdas en los circuitos de plomo y 56 celdas en el de zinc.

Las primeras fueron sustituidas por seis celdas de 8 M3 de capacidad c/u, las segundas por cinco celdas de 16 M3 de capacidad, mas ocho de 3 M3 de capacidad c/u.

La capacidad de flotación de la planta concentradora es ahora la necesaria, las nuevas celdas cuentan con un mayor volumen útil, además están equipadas con sistemas automáticos de control del nivel de pulpa, en garantía de eficiencia y alto rendimiento metalúrgico y, para alimentar con holgura los nuevos circuitos de flotación, se ha reemplazado el acondicionador de 60 M3 de volumen útil por otro de 90 M3 de capacidad.

A las mejoras introducidas en la planta se agrega la instalación simultánea de un nuevo sistema de abastecimiento de agua para la misma, sistema que entró en servicio en 1,983.

4.7.1 CHANCADO - MAQUINARIA Y EQUIPO

El mineral proveniente de la mina es almacenado provisionalmente varias tolvas construidas íntegramente en roca, el mineral grueso de estas tolvas es extraído y trasladado mediante un sistema de lajas (30" de ancho) al sistema de chancado, en la cual tenemos las siguientes maquinarias y equipos:

- Una chancadora de quijadas Kue-Kent 24" x 36"- motor 44 HP; 440 V; 1,175 RPM - capacidad 1,555 TM/DIA; % de utilización 76% actual.
- Un cedazo vibratorio Sinty 6' x 20' de 2 pisos - motor 50 HP eficiencia actual 77 %.
- Una chancadora giratoria symons standar 4 1/2' - motor WES, 200 HP; 460 V; 1,180 RPM capacidad 1,947 FT3/hr
- Un cedazo vibratorio sinty 5' x 16' - motor; 40 HP; eficiencia de trabajo 79 %
- Una chancadora giratoria SYMONS SHORT HEAD 4 1/2' motor:WES; 200 HP; 460 V; 1,180 RPM - capacidad 2,664.8 ft3/hr
- Una tolva metálica de finos de 1,294 m3 de capacidad 2,186.42 TMS de mineral dividido en cinco partes
- 892 metros de faja transportadora de 30" de ancho

4.7.2 MOLIENDA - MAQUINARIA Y EQUIPO

A) Mineral común (plomo - plata - zinc)

- 04 molinos cónicos de bolas Hardinge 8' x 60" - motor general electric 200 HP, 590 RPM - 12 TM de bolas en cada molino; capacidad (17.1, 16.38, 18.54 y 16.2) TMH/hr; carga circulante (960, 1,122, 1,200 y 990) TMH/dia
- 04 bombas centrífugas Denver SRL 5" x 4" - motor delcrosa 24 HP c/u
- 08 Hidrociclones (2 por molino) Krebs modelo D16B; entrada 4"∅; Apex 2.5"∅ y vortex 6"∅ - altura cono 56"

B) Mineral especial Santa Bárbara (zinc-Cu-Pb)

- 01 molino cilíndrico de bolas, comesa 8' x 120" - motor ASEA de 483 HP, 1,175 RPM - 24 TM de bolas, capacidad 23.4 TMH/hr; carga circulante 1,296 TMH/dia
- 01 bomba centrífuga Denver SRL 8" x 6" - motor Eléctrico Delcrosa 48 HP
- 02 Hidrociclones KREBS modelo D16B; entrada 4"∅; Apex 2.5"∅ y vortex 6"∅ - altura cono 56"

4.7.3 FLOTACION, ESPESADO Y FILTRADO - MAQUINARIA Y EQUIPO

A) Mineral común (concentrado de plomo)

- 06 celdas OK-8-U de 8 M3 de capacidad c/u
- Un espesador Denver de madera 35' x 10'
- Una bomba de diafragma denver - Duplex de 4"

- Un filtro de tambor Eimco de 8' x 10'

B) Mineral Especial Santa Bárbara (concentrado Bulk Santa Bárbara: Pb - cu)

- 12 celdas Denver D-R NQ24
- Un espesador Denver de madera 35' x 10'
- Una bomba de diafragma Denver Duplex de 4"
- Un filtro de tambor Do Oliver de 8' x 14'

C) Relave del Bulk Santa barbara + relave concentrado de plomo (concentrado de zinc)

- Un acondicionador de 16' x 16'
- 08 celdas OK-5-U; de 5 m3 de capacidad c/u
- 05 celdas OK-16-U; de 16 M3 de capacidad c/u
- 02 espesadores Denver de madera de 35' x 10'
- Una bomba de diafragma Denver Duplex de 4"
- 02 filtros de tambor Do Oliver de 8' x 14'

4.7.4 CONSUMO DE REACTIVOS (grs/tms)

	CONC.Pb	CONC.BULK	CONC.ZINC
Sulfato de zinc	201.75	213.90	-----
Sulfato de cobre	-----	-----	282.90
Cianuro de Sodio	64.19	131.00	1.59
Xtato Isopropílico de Na	73.30	233.30	116.70
Aceite de Pino	41.26	12.03	6.36
Lechada de Cal	1,651.00	1,540.00	6,367.00

4.7.5 BALANCE METALURGICO:

El tratamiento de minerales polimetálicos produce tres tipos de concentrados, los mismos que se muestran en el siguiente cuadro:

COMPAÑIA MINERA ATACOCKA S. A.
Concentradora Chicrín

BALANCE METALURGICO ANUAL DE 1,988

ALIMENTACION	TMNS	TCNS	PLOMO		ZINC		COBRE		PLATA		ORO	
			%	TM	%	TM	%	TM	oz/TC	Orz	oz/TC	Orz
ESPECIAL	144,099.0	158,840.5	0.64	926.1	4.88	7,027.2	0.40	581.8	1.38	218,927.0	0.014	3,346.1
ATACOCKA	305,725.0	337,000.7	3.60	11,006.0	4.59	14,024.2	0.15	462.1	3.32	1,117,353.5	0.019	6,481.8
Total y Promedio	449,824.0	495,841.2	2.65	11,932.1	4.68	21,051.4	0.23	1,043.9	2.69	1,336,280.5	0.018	9,827.9
Concentrado Pb												
CONC. BULK	2,186.0	2,409.6	33.61	734.8	7.16	156.6	10.59	231.5	63.91	154,002.0	0.182	438.4
CONC. PLOMO	14,800.0	16,314.0	67.03	9,920.2	2.96	437.8	1.33	197.2	55.72	908,951.8	0.154	2,520.5
Total y Promedio	16,986.0			10,655.0						1,062,953.8		
Concentrado Zn												
ESPECIAL	11,126.0	12,264.3	0.59	65.4	55.35	6,157.7	2.33	259.5	1.79	21,923.5	0.031	381.2
ATACOCKA	22,032.0	24,286.0	1.62	356.4	55.35	12,194.6	0.87	192.0	2.77	67,385.0	0.033	792.6
Total y Promedio	33,158.0	36,550.3	1.27	421.8	55.30	18,352.3	1.36	451.5	2.44	89,308.5	0.032	1,173.8
Relaves												
ESPECIAL	130,787.0	144,166.6	0.10	125.9	0.55	712.9	0.07	90.8	0.30	43,001.5	0.010	1,377.1
ATACOCKA	268,893.0	296,400.7	0.27	729.4	0.52	1,391.8	0.03	72.9	0.48	141,016.7	0.011	3,168.7
Total y Promedio	399,680.0	440,567.3	0.21	855.3	0.53	2,104.7	0.04	163.7	0.42	184,018.2	0.010	4,545.8

	DIAS UTILES TRABAJADOS	RECUPERACIONES					RADIO DE CONCENTRACION	
		Pb%	Zn%	Cu%	Ag%	Au%	Pb	Zn
ESPECIAL	212.5	79.3	87.6	39.8	70.3	20.0	65.919	12.952
ATACOCKA	220.7	90.1	87.0	42.7	81.3	38.9	20.657	13.876
Total y Promedio	219.1	89.3	87.2	41.1	79.5	34.1	26.482	13.566

COMPAÑIA MINERA ATACOCHA S. A.
Concentradora Chicrín

BALANCE METALURGICO ANUAL DE 1987

ALIMENTACION	TMNS	TCNS	PLOMO		ZINC		COBRE		PLATA		ORO	
			%	TM	%	TM	%	TM	oz/TC	Orz	oz/TC	Orz
ESPECIAL	201,099.0	221,671.4	0.52	1,049.0	5.43	10,922.7	0.37	750.6	1.41	311,620.0	0.015	3,346.1
ATACOCHA	439,215.0	484,146.8	3.51	15,421.7	4.57	20,064.7	0.13	566.1	3.27	1,581,099.9	0.018	8,932.3
Total y Promedio	640,314.0	705,818.2	2.57	16,470.7	4.84	30,987.4	0.21	1,316.7	2.68	1,892,719.9	0.017	12,278.4
Concentrado Pb												
CONC. BULK	2,432.0	2,680.6	35.56	864.9	7.34	178.4	10.61	258.1	83.30	223,285.9	0.207	555.6
CONC. PLOMO	20,657.0	22,769.9	67.94	14,033.5	3.33	689.6	1.25	258.3	56.52	1,286,983.9	0.164	3,724.0
Total y Promedio				14,898.4						1,510,269.8		
Concentrado Zn												
ESPECIAL	17,301.0	19,091.0	0.40	68.7	55.30	9,569.6	2.25	390.1	1.88	35,945.2	0.039	749.1
ATACOCHA	31,954.0	35,223.3	1.40	448.4	55.30	17,670.0	0.73	232.4	2.98	104,918.8	0.035	1,219.0
Total y Promedio	49,255.0	54,314.3	1.05	517.1	55.30	27,239.6	1.26	622.5	2.59	140,864.0	0.036	1,968.1
Relaves												
ESPECIAL	181,366.0	199,919.8	0.06	115.4	0.65	1,174.7	0.06	102.4	0.26	52,388.9	0.010	2,041.4
ATACOCHA	386,604.0	426,153.6	0.24	939.8	0.44	1,707.1	0.02	75.4	0.44	189,195.2	0.009	3,989.3
Total y Promedio	567,970.0	626,073.4	0.19	1,055.2	0.51	2,881.8	0.03	177.8	0.39	241,584.1	0.010	6,030.7

	DIAS UTILES TRABAJADOS	RECUPERACIONES					RADIO DE CONCENTRACION	
		Pb%	Zn%	Cu%	Ag%	Au%	Pb	Zn
ESPECIAL	313.6	82.4	87.6	34.4	71.7	16.6	82.689	11.624
ATACOCHA	316.9	91	88.1	45.6	81.4	41.7	21.262	13.745
Total y Promedio	315.9	90.5	87.9	39.2	79.8	34.9	27.732	13.000

4.7.6 PARAMETROS DE CONCENTRADORA DE MINERALES

ITEM	AÑO 86	AÑO 87	AÑO 88
-Mineral tratado por mes	47,210.60	53,359.50	37,485.30
-días calend. trabajados	26.30	27.40	19.60
-tms/día	1,789.50	1,950.20	1,916.90
-Tms/24 horas de operac.	1,966.20	2,021.40	2,053.60
-Total de horas de oper. por los 5 molinos	2,881.30	3,173.01	2,190.40
-Total de hor. de Parada por los 5 molinos	268.50	124.80	170.40
-Eficiencia	91.50	96.30	93.30
-Tms/hora de operación por molino	16.40	16.90	17.10
-Tms/hora de operación por los 5 molinos	82.00	84.50	85.50
-Energía Total Consumida en Kw-hr	1'024,666.70	1'148,070.00	863,187.60
Kw-hr/Tms	21.70	21.05	23.00

4.7.7 DEPOSITOS DE RELAVES

El lugar de almacenaje de relaves a través de los años ha sufrido modificaciones, como consecuencia del aumento en el volumen del mineral extraído y procesado, la cantidad de relave a ser almacenado también va en aumento, para depositar los relaves durante los primeros años de operación, se había utilizado los muros de contención construidos sobre las márgenes del río Huallaga y en las laderas cercanas, sin embargo con la planta concentradora N02 en marcha, se agudizó la falta de espacios aparentes, hubo entonces que encontrar zonas de almacenamiento apropiadas, para cautelar la seguridad y el medio ambiente. Con ese propósito en 1,953, se decidió desviar el curso del río Huallaga, construyendose sobre la margen izquierda un túnel de 1,326 Mts de longitud, su capacidad debía ser suficiente para conducir las máximas crecientes registradas, la

obra se concluyó en el año 1,956, y con ello se dispuso del espacio suficiente para almacenar los relaves producidos, hasta comienzos de la década del setenta.

En 1,968 entró en operación el depósito de Malauchaca, localizada a 08 km de Chicrín, que hasta el momento continúa operando. La compañía minera Atacocha S.A; siempre proyectándose al futuro, ha buscado asesoría técnica especializada para construir una nueva presa de relaves en la quebrada de ticlacayan, al Nor-Este de Chicrín, el diseño final de la presa resultará de la participación de distintas firmas consultoras nacionales y extranjeras para almacenar los relaves en la quebrada de Ticlacayán había que desviar el río del mismo nombre, construyendo un túnel de 750 mts de longitud. La obra se empezó en 1,981 y se culminó en el año 1,984.

4.8 PRODUCCION Y CONSUMO DE ENERGIA

A) Producción de energía

- Central hidroeléctrica Chaprín : 5,100 Kw (pot. inst)
- Central hidroeléctrica Marcopampa: 1,200 KW
- Centromin Perú (paragsha-chicrín): 2,424 KW (como potencia máxima contratada)

Energía total disponible : 8,724 KW disponibles

B) Consumo de Energía (promedio diario anual)

Mina	1,272 KW	
Planta	1,215 KW	
Talleres	176 KW	
Otras secciones		1,512 KW
Alumbrado	30 KW	
Comunidades	157 KW	
Mina Milpo	396 KW	
Pérdidas	317 KW	

Total Energía consumida 5,075 KW

4.9 PROYECTOS A EJECUTARSE EN EL FUTURO

La Gerencia de la Cia Minera Atacocha S.A., tiene en cartera un conjunto de planes y proyectos para enfrentar el futuro, algunas de ellos son:

- Construcción de la represa de relaves en la quebrada de ticlacayán.

- Modernización de la planta concentradora (automatización plena)

Uso de relleno hidráulico en las secciones 2 y 4 (zona alta)

Profundización del pique 533 hasta el NV-3480

- **Planeamiento de minado sobre la explotación de las reservas minerales cubicadas debajo del NV-3600, y la continuación en la exploración y desarrollo de la profundización de la mineralización debajo del Nv-3480, la desición final se tomará evaluando económicamente las siguientes alternativas: Rampas versus Piques(2) inclinados versus Pique vertical**
- Automatización de la extracción de minerales en el NV-3600
- Construcción de la carretera Chicrin - Atacocha
- Introducción (tajeo piloto) de métodos de explotación masiva (sublevel stoping)
- Formación de empresas mineras satélites en minería aurífera.

Todo lo anterior solo será posible de realizar según las condiciones políticas de la Nación.

CAPITULO V

TRANSPORTE HIDRAULICO DE SOLIDOS POR TUBERIAS RELLENO HIDRAULICO CONSIDERACIONES TEORICAS

5.0 ANTECEDENTES

El transporte hidráulico de materiales sólidos en tuberías, es una sección de la industria minera y metalúrgica, en el cual el interés está creciendo rápidamente. El interés creciente en el campo minero se basa en la superior economía, conveniencia y eficiencia de los reducidos sistemas en las plantas. El escalamiento desde pequeños sistemas a grandes líneas de tuberías, se han aplicado exitosamente y además, se ha demostrado que dichos sistemas de tuberías, son competitivos con las maneras convencionales de transporte. Las mayores ventajas de las tuberías son:

- 1° Los costos son razonables.
- 2° La operación es continua y segura.
- 3° El empleo de mano de obra es bajo, y el sistema se presta para un control automático.
- 4° Los costos de operación y mantenimiento son bajos.
- 5° Los obstáculos mayores en el trayecto se solucionan fácilmente mediante la utilización de BAY PASSES.

Mientras que la economía inherente al transporte mediante tuberías, esta bien comprendida, en cambio no está muy claro, lo que se refiere a la tecnología en líneas de tuberías, la cual es algo compleja. Ella incluye los campos de la Ingeniería Mecánica, Civil, Química, Minas y Metalurgia. El problema central del transporte de materiales sólidos en tuberías, es esencialmente, el de predecir la pérdida de cabeza o la caída de presión que se encontrará en el bombeo de un material dado, de un tamaño de grano determinado, y a un tonelaje específico, a través de una tubería de diámetro y longitud conocida. La mayoría de datos disponibles en la actualidad, se aplican solo aún tamaño y clase de material sólido, pero aún falta una teoría comprensiva que nos permita predecir las condiciones de óptima operación para tuberías de gran escala a partir de datos experimentales. Asimismo, se necesitan pruebas de gran envergadura, para evaluar apropiadamente los efectos de

forma de las partículas, distribución por tamaños, composición de la pulpa y concentración de sólidos; en cuanto a la velocidad de transporte óptimo y pérdida de cabeza.

Antes de que se diseñe una tubería con cualquier precisión, se deben tomar en consideración, las relaciones generales entre los parámetros de flujo, del diámetro de tubería, el tamaño de partícula de los sólidos, velocidad del flujo, concentración de sólidos en la pulpa y las pérdidas de cabeza por fricción.

Específicamente para el líquido, se debe considerar su densidad, viscosidad, presión de vapor, y efectos corrosivos si los hubiera, para los sólidos a transportarse, se debe considerar la información detallada de la densidad del sólido, densidad de la pulpa, viscosidad de la pulpa, el rango del tamaño de partícula y los efectos abrasivos de los sólidos.

Cuando una mezcla sólido-líquido se transporta en una tubería, se observa que pueden desarrollar cuatro condiciones hidrodinámicas diferentes, dependiendo de:

- A) Las propiedades del medio de transporte
- B) Las propiedades del material transportado.
- C) El tamaño y condiciones superficiales de la tubería.
- D) La velocidad del flujo.

Estas condiciones de flujo, como se les ha llamado, se clasifican como:

1. FLUJO HOMOGENEO: Toma lugar cuando las partículas sólidas alteran la viscosidad del fluido que se está trasladando. Tales sólidos abarcan lodos, sedimentos, fangos ó polvos finos formando pulpas que tienen velocidades terminales de sedimentación muy bajas; y forman suspensiones, inherentemente estables.

El tamaño de partícula generalmente será como máximo 50 micras.

2. FLUJO HETEROGENEO: Sucede cuando las partículas sólidas son relativamente gruesas; y los sólidos y líquido forman un sistema de dos fases. El fluido para todos los propósitos prácticos, mantiene sus propias características de viscosidad, esta combinación origina el desarrollo de una pronunciada **gradiente** de concentración a través de la sección de la tubería. Las

partículas sólidas se mueven con el flujo en dos maneras esto es:

A) En Suspensión, con tal que la partícula sea bastante pequeña y la velocidad del flujo, sea suficientemente alta.

B) Por saltación, cuando las partículas son más grandes.

3. FLUJO POR SALTACION: Ocurre cuando las partículas mas grandes en la pulpa, se mueven a lo largo de la parte inferior de la tubería, mediante una serie de saltos y de una forma turbulenta.

4. FLUJO DE CAMA ESTACIONARIA: Sucede cuando el flujo de pulpa se desarrolla en un área restringida, debido al depósito de sólidos en el fondo de la tubería, mientras que en ciertos casos de pastas metalúrgicas, las pulpas se consideran homogéneas, la gran mayoría de pulpas que se encuentran en las plantas procesadoras de minerales, caerán en el régimen de flujo heterogéneo; ocurriendo algo de saltación de vez en cuando. Los flujos de cama estacionaria deben evitarse, ya que ellos indican la existencia de condiciones que pueden originar fácilmente bloqueos de tuberías (atoros), antes de entrar en mayores detalles, respecto a los flujos de pulpa, se necesita una revisión de algunos principios hidráulicos.

5.1. GENERALIDADES.

El relleno hidráulico por tradición se ha identificado como la introducción a la mina de los relaves de la planta concentradora. Sin embargo, en algunas minas el material de relleno hidráulico son arenas glaciares u otros materiales granulados existentes en la naturaleza. Lo que da el nombre de relleno hidráulico es la manera de transportarlo en forma de pulpa por medio de tuberías.

El relleno hidráulico es utilizado para:

1. Proveer una plataforma de trabajo.
2. Evitar el movimiento y caída de rocas en una labor minera.
3. Facilitar la recuperación de puentes y pilares, según sea el caso.
4. Evitar daños en superficie debido a la sub-sidencia (hundimientos).

5. Estabilizar el terreno en las minas, reduciendo la posibilidad de los estallidos de roca.
6. Controlar y prevenir incendios en las minas.
7. Solucionar el problema de la deposición de los relaves en canchas ubicadas en superficies.

Estos usos del relleno hidráulico han sido desarrollados a lo largo de los últimos ciento veinte años. En 1,864 solo era utilizado para el control de la subsidencia en superficie.

Todo el material usado para el relleno de un tajo exceptuado el que es obtenido del mismo tajo, debe ser transportado y distribuido. Los métodos usados en el manipuleo de este material son manuales, mecánicos, neumáticos e hidráulicos; o la combinación de éstos.

5.1.1 VENTAJAS DEL RELLENO HIDRAULICO.

1. Si el material es relave de una planta concentradora, la obtención del relleno es gratuito, ya que los costos de reducción de tamaño son llevados por la planta
2. El transporte hidráulico en tuberías es mucho más eficiente, económico y veloz, que el transporte a través de chimeneas, locomotoras, camiones, etc.
3. Al depositarse el relleno en el tajo en forma de pulpa tiende a buscar su nivel, eliminándose así, la necesidad de esparcirlo manual o mecánicamente.
4. La granulometría, se puede controlar a voluntad y la forma de deposición en estado de pulpa, permiten al relleno hidráulico ofrecer una alta resistencia al desplazamiento de cajas.
5. Por su forma de introducción al tajo y su consistencia de pulpa de gran flexibilidad en las técnicas mineras, permitiendo cambiar de método de baja eficiencia y alto consumo de madera, con el método de cuadros a métodos con eficiencias hasta tres veces mayores y consumo de madera hasta 50% menores, tales como el corte y relleno invertido.
6. Cuando se emplea relaves como relleno se puede solucionar el problema de almacenamiento de estas en superficie, en algunas minas este problema es de capital importancia.

5.1.2. DESVENTAJAS DEL RELLENO HIDRAULICO.

1. Requiere una fuerte inversión de capital, la cual tiene que estar justificada por una producción tal que el ahorro por tonelada pague la inversión más intereses, en un tiempo juzgado como razonable dentro del ambiente económico de la empresa.

2. La introducción de agua a la mina puede causar problemas de sostenimiento y puede ser crítica si la mina se desagüa por bombeo, en estos casos el costo adicional de bombeo debe ser incluido en el costo de relleno hidráulico.

3. Cuando el relleno empleado es relave con alto contenido de pirita y/o pirrotita, la oxidación de estos sulfuros eleva la temperatura del relleno y produce anhídrido sulfuroso.

Si bien ambos efectos no son deseables, la experiencia ha demostrado que una ventilación adecuada del tajo es suficiente, para mantener la concentración y temperatura dentro de los límites seguros, hoy es común utilizar relaves con 60% de pirita y 10% de pirrotita.

4. Al depositar el relleno en el tajo, lo ideal es que los sólidos se queden y el agua se elimine. En la práctica el agua arrastra cierta cantidad de finos que se depositan en las galerías. Es requisito que el relleno hidráulico debe de satisfacer dependiente las funciones que se desee que cumpla y éstas dependen de las condiciones específicas de cada mina.

5.2. TEORIA DEL TRANSPORTE DE SOLIDOS EN TUBERIAS.

Una de las ciencias que desarrolla la teoría del transporte de sólidos es la mecánica de fluidos, puede ponerse en duda que se comprenda el papel que desempeña la mecánica de fluidos. Esta no solo se desempeña en nuestra vida cotidiana sino en todo el dominio de la naturaleza. La materia tal como la conocemos es sólida ó fluida; el flujo de los ríos y los arroyos en sus causes. La circulación de la sangre en nuestras venas y arterias, el vuelo de los insectos, aves y aviones, el desplazamiento de un barco sobre el agua o el de un pez en las profundidades, son estas pues una gran parte de las expresiones de las leyes de la mecánica de fluidos.

5.2.1 ALGUNAS PROPIEDADES DE LOS FLUIDOS .

Definimos entonces algunas de estas propiedades:

A) FLUIDOS.- Son sustancias capaces de fluir; esto se interpreta que una sustancia cuando se encuentra en equilibrio estático no puede soportar las fuerzas tangenciales o de corte.

Estos generalmente se adaptan a los recipientes que los contienen; a su vez estos pueden ser líquidos o gases.

LIQUIDOS: Son incomprensibles, toman la forma del recipiente que los contiene y tienen una superficie libre.

GASES: Son comprensibles, ocupan la totalidad del volumen que los contiene.

B) MASA.- Es la relación que existe entre el peso de un cuerpo y la aceleración de la gravedad.

$$\text{MASA (U.T.M)} = \frac{\text{Peso (Kgs)}}{\text{Aceleración (M/seg}^2\text{)}}$$

$$G = 9.81 \text{ M/seg}^2, \text{ Al nivel del mar.}$$

C) PRESION.- Es la relación de la resultante de las fuerzas moleculares que actúan sobre una superficie entre el área de esta superficie. La fuerza resultante debe ser siempre perpendicular a la superficie en acción.

$$\text{PRESION} = \frac{\text{FUERZA (kgs)}}{\text{Area (M}^2\text{)}}$$

D) PESO ESPECIFICO.- Es el peso de la unidad de volumen de un cuerpo.

$$\text{PESO ESPECIFICO} = \frac{\text{Peso}}{\text{Volumen}}$$

E) DENSIDAD.- Es la relación de la masa en la unidad de volumen.

$$\text{DENSIDAD} = \frac{\text{Masa}}{\text{Volumen}} = \frac{\text{Peso específico}}{\text{Aceleración}}$$

F) DENSIDAD RELATIVA.- Esta es una propiedad de la relación del peso de un cuerpo a otro tomado de referencia, este es un número adimensional.

$$\text{DENSIDAD RELATIVA} = \frac{\text{Peso del cuerpo}}{\text{Peso de igual volumen de agua.}}$$

G) COMPRESIBILIDAD.- El agua a grandes presiones se logra reducir en un diez por ciento de su masa.

De experimentos en el laboratorio se obtienen los siguientes resultados: " a 4.4 atmósferas de presión el agua disminuye un diez por ciento de su masa "

1 Atmósfera (al nivel del mar) = 1.033 Kgs/cm²

Además se tiene un nivel de referencia que son las presiones relativas.

Presión Relativa = cero, al nivel del mar (1 atmósfera)

Presión Absoluta = cero, vacío perfecto.

Se puede concluir lo siguiente:

La compresibilidad varía con la temperatura: A temperatura constante ésta disminuye con el aumento de la presión, y a presión constante disminuye con el aumento de la temperatura hasta los 49°C. Para luego aumentar la comprensión.

H) MODULO DE ELASTICIDAD.- Es la relación del esfuerzo unitario entre la deformación unitaria obtenida.

$$\text{ELASTICIDAD} = \frac{\text{Esfuerzo unitario}}{\text{Deformación unitaria}}$$

Para el caso del agua:

$$\text{ELASTICIDAD} = \frac{\text{Atmósfera}}{\text{Reducción en promedio}} = \frac{1.033}{0.000048} \text{ (Kg/Cm}^2\text{)}$$

$$\text{ELASTICIDAD} = 21.400 \text{ Kgs/Cm}^2\text{.}$$

I) ADHERENCIA Y COHESION.- Adherencia: Fuerza de atracción entre dos moléculas de un mismo cuerpo.

J) TENSION SUPERFICIAL.- Es el trabajo que debe de realizarse para llevar a un número suficiente de moléculas; desde el interior de una masa hacia la superficie para crear una nueva unidad de superficie.

K) COEFICIENTE DE UNIFORMIDAD.- Este coeficiente esta definido como la razón del diámetro de la partícula más grande que se encuentra en el 60% de la fracción acumulativa del material al diámetro de la partícula de mayor tamaño presente en el 10% de la fracción acumulativa.

5.2.2. CONSIDERACIONES DEL PROCESO DE TRANSPORTE.

El transporte en tuberías de agua salada o dulce, es un transporte hidráulico muy común, pero si ha este le agregamos una cantidad de sólidos granulados creamos un nuevo régimen de flujo de fluidos.

La adición o suma de sólidos al flujo de agua crea un nuevo campo de parámetros que son importantes en el transporte de sólidos y estos por naturaleza forman un compuesto estable de un mediano fluido de sólidos y agua.

El transporte de sólidos en tuberías conceptualmente es un flujo bifásico que usa el agua como fluido transportante y partículas sólidas como elementos transportados.

Este puede presentarse como un flujo aglomerado (cápsulas) que esta en una etapa experimental y que presenta una serie de ventajas en la dinámica de fluidos y problemas tecnológicos que aún no resulta del todo y; como un flujo de sólidos dispersos universalmente utilizados.

El flujo de este tipo de mezclas generalmente se produce en un régimen turbulento. Pues la turbulencia es uno de los factores importantes que provee la suspensión a los sólidos. Sin embargo en un régimen laminar o hidráulico puede asemejarse si la concentración de las partículas sólidas es muy grande y por lo tanto su viscosidad también.

El comportamiento hidrodinámico de las mezclas permiten separarla en dos grandes grupos las cuales presentan un comportamiento newtoniano o pseudonewtoniano (que tiene viscosidad constante e independiente del tiempo y de la velocidad de deformación del líquido); y de los que presentan un comportamiento distinto, es decir, el tipo de comportamiento no newtoniano.

La separación entre estos dos tipos de mezclas radica fundamentalmente en el tipo y concentración de sólidos presentes y en gran parte de los procesos mineros. Por ejemplo las pulpas de mineral tienen un comportamiento claramente newtonianos

5.2.3 NOMENCLATURA.

La nomenclatura usada en este trabajo, esta enumerado como sigue:

- Cw: Concentración de sólidos en peso
- Cv: Concentración de solidos en volumen
- Ss: Gravedad especifica de sólidos
- Sl: Gravedad especifica del líquido
- Sm: Gravedad especifica de la mezcla
- d : Densidad
- V : Volumen
- A : Area
- T : Esfuerzo de corte en el sólido
- K : Constante que depende de los sólidos
- Cf: Coeficiente de rugosidad
- v : velocidad
- Q : Caudal
- U : Viscosidad del medio
- G : Esfuerzo cortante unitario
- Re: Número de reynolds

M : Masa
 D : Diámetro de tubería
 DR: Radio de dilución
 Hf: Pérdida de carga para el agua (fluido transportador)
 Hs: Energía para mantener los sólidos en suspensión
 Hw: Energía para mover la columna de pulpa
 θ : Diámetro de la partícula
 Pw: Densidad del agua (1,000 Kg/M3)

5.2.4 GRAVEDAD ESPECIFICA DE SOLIDOS (Ss)

Se sabe que las mezclas están compuestas por sólidos granulados de ligero, mediano y pesada gravedad específica.

Generalmente entendemos por gravedad específica de los sólidos, al peso específico de los sólidos determinados por el método clásico de arquímedes.

Este es un método que consisten en lo siguiente:

- A) Se toma una muestra y se lleva a la sequedad.
- B) Se realiza el método de los cuarteos.
- C) Se determina el peso de la muestra.
- D) Se toma un determinado volumen de agua destilada en una probeta limpia.
- E) Se agrega al peso de la muestra y se deja sedimentar un tiempo prudencial.
- F) Se lee el volumen final de la probeta.
- G) Finalmente se aplica la fórmula:

$$\text{GRA - ESP} = S_s = \frac{\text{Peso de la muestra}}{V_f - V_i}$$

Algunos valores para los materiales sólidos transportados con más frecuencia son:

SOLIDO	GRAVEDAD ESPECIFICA
ASFALTO	1.05
GILSONITA	1.10
CARBON	1.40
ROCA FOSFORICA	2.70
CALIZAS	2.70
ARENA SILISICA	2.70
CONCENTRADO DE COBRE	4.30
MINERAL DE HIERRO	4.90

FUENTE: World Mining Enero 1979.

5.2.5. TAMAÑO GRANULAR DE LAS PARTICULAS SOLIDAS.

Es un parámetro del cual depende la necesidad del proceso, por lo tanto debemos definir:

TAMIZADO: Es el proceso de separar de una mezcla de diferentes tamaños de partículas o granos, en grupos cuyas características de estos granos o partículas sean más o menos de un mismo tamaño, tal que su utilización sea factible en el transporte hidráulico de sólidos. El propósito del tamizado, mallado o el tamaño granular de las partículas tiene como fin

A) El grado de la rotura de la roca como por ejemplo el de las calizas empleadas para la fabricación de cemento; cuerpos de cobre para la flotación, concentrados de fierro para la pelletización que tienen un tamaño granular idealmente ajustado para el transporte hidráulico de la mezcla.

B) Evitar la tendencia de las partículas gruesas de los sólidos a fijarse rápidamente en la tubería en relación a las partículas finas, por lo que el máximo tamaño de las partículas de los sólidos será uno de los factores limitantes para mantener el flujo turbulento necesario para suspender estas partículas y por consiguiente la velocidad mínima, la energía utilizada, así como también el minimizar al máximo el cambio de las tuberías.

Debido a que las partículas de mayor tamaño, tenderán a sedimentarse mas rápido que las partículas menores, es necesario conocer el tamaño máximo de las partículas sólidas, hará así conocer la velocidad máxima de sedimentación que tendrán. A continuación se indica algunos valores recomendados de tamaño máximo de partículas sólidas en una pulpa.

SOLIDO	TAMAÑO MAXIMO (mm)	MALLA
ASFALTO	4.76	4
CARBON	2.38	8
CALIZA	0.30	48
CONCENTRADO DE COBRE	0.21	65
CONCENTRADO DE HIERRO	0.15	100

5.2.6 CLASIFICACION HUMEDA Y CONCENTRACION DE LOS SOLIDOS

CLASIFICACION.- Es generalmente una operación en que una masa conformada por partículas de diferentes tamaños y de diferentes gravedades específicas permite o causa sedimentación a través de un fluido que podría estar en movimiento o en absoluto reposo. Diversas experiencias comunes del transporte a largas distancias comerciales por tuberías han establecido el punto óptimo de la concentración de los sólidos por peso y volumen, y que han sido mostrados por la revista "**MINING MAGAZINE**" de abril 1972.

El espezamiento de la mezcla ha sido manejada con un tamaño adecuado de las partículas sólidas, que es inversamente proporcional a su gravedad específica.

La concentración de los sólidos de una mezcla con partículas gruesas es competitivamente menor en las tuberías que en otros sistemas de transporte.

La clasificación húmeda es usada principalmente en la preparación de los minerales, hidrometalurgia y actualmente en el transporte hidráulico de los sólidos en tuberías, generalmente sus efectos finales son:

A) El efecto de la separación de las arenas de los limos o de las arenas gruesas o gravas finas de las arenas finas o limos; esto no es más que una separación por la diferenciación básica de la gravedad específica de las partículas.

B) La separación de un gran rango de arenas conteniendo partículas de diferentes gravedades específicas en una masa característica, por el hecho de que las partículas pasadas en un grado conocido, son relativamente muy pequeños comparados con los granos más ligeros.

C) La clasificación de un gran rango de las arenas compuestas de partículas generalmente de igual gravedad específica que esta dada generalmente por rangos muy pequeños.

Esto se rige por una serie de leyes que se podrían enumerar como sigue:

1.- Las velocidades relativas de las partículas de una misma gravedad específica y de la misma forma en un líquido liviano, dependen del tamaño de las partículas y de la gran sedimentación que ocurre rápidamente.

2.- Si existen partículas del mismo tamaño pero de diferentes gravedades específicas el fijamiento es proporcional a la gravedad específica.

3.- Si las partículas son del mismo peso pero de diferentes formas, las velocidades de fijamiento probablemente sean diferentes, las partículas esféricas son de un flujo más rápido; y las partículas tabulares mas lento.

4.- La resistencia a la caída en un liquido liviano depende de la velocidad de caída de las partículas. La resistencia varía directamente con la velocidad cuando esta es alta.

5.- La resistencia a la caída de las partículas se incrementa con la viscosidad del liquido, este incremento es relativamente mayor en las partículas pequeñas.

5.2.7 TIPOS DE MEZCLA

Las partículas sólidas suspendidas en el agua con un acercamiento a ser un fluido mediano y homogéneo, es una particularidad tomada solamente para el propósito del transporte en tuberías. La química natural nos permite una clara separación de las fases líquido y sólido; de otra manera la pérdida de sólidos en el agua podría hacer impracticable el transporte en tuberías.

Las propiedades importantes de la mezcla para el diseño de las tuberías principalmente son: la concentración de los sólidos, el tipo de flujo y la velocidad del flujo.

La concentración de los sólidos es expresado en peso y es el principal parámetro que se selecciona entre otras; para el diseño de la tubería. A continuación algunas características:

- C_w : Fracción de sólidos en peso
- $1-C_w$: Fracción del líquido en peso
- C_v : Fracción de sólidos en volumen
- $1-C_v$: Fracción del líquido en volumen
- S_s : Gravedad específica de sólidos
- S_l : Gravedad específica del líquido: 1.0 (agua)
- S_m : Gravedad específica de la mezcla

Realizando algunas operaciones podremos obtener ciertas relaciones:

GRAVEDAD ESPECIFICA DE LA MEZCLA (S_m)

$$\frac{\text{Peso de la mezcla}}{\text{Volumen de la mezcla}} = S_m$$

$$C_v = \frac{S_m - 1}{S_s - 1}$$

CONCENTRACION O FRACCION DE SOLIDOS EN PESO (C_w)

$$C_w = \frac{\text{Peso de los sólidos}}{\text{Peso de la mezcla}}$$

$$C_w = \frac{(S_m - 1) S_s}{(S_s - 1) S_m} \quad \text{ó también} \quad C_w = \frac{C_v S_s}{S_m}$$

R_d = Radio de dilución

$$R_d = \frac{1 - C_w}{C_w} \quad ; \quad S_m = \frac{1 + R_d}{R_d + \left(\frac{1}{S_s}\right)}$$

La pulpa es la mezcla constituida por una fase sólida y otra líquida (generalmente agua), donde la fase líquida transporta a la sólida en suspensión, a continuación se describen los tipos de mezclas y flujos.

5.2.7.1 PULPA HOMOGENEA

La pulpa se comporta como un fluido plástico de **BINGHAN**, es decir, que el agua ve afectada sus propiedades por la presencia de los sólidos. Ejemplo: arcillas, óxido de torio, etc.

5.2.7.2 PULPA HETEROGENEA

Los relaves, arenas, concentrados de minerales, etc. Se comportan como mezclas, es decir, el líquido y las partículas sólidas se comportan independientemente, denominándose al conjunto (líquido-sólido) mezcla o pulpa heterogénea.

5.2.7.3 TIPOS DE FLUJOS

Mezclas o flujos con partículas sólidas colocadas en contraste con las suspensiones plásticas y coloidales que quedan homogéneamente neutralizadas, requieren de un grado de turbulencia tal que durante el flujo en la tubería pueda mantener las partículas en suspensión.

A) FLUJO EN SUSPENSION HOMOGENEA

Las partículas sólidas son distribuidas casi homogéneamente en la sección de la tubería, estas viajan a una misma velocidad con el fluido, no existiendo gradientes de concentración local en un plano perpendicular al flujo y el comportamiento de la mezcla es muy similar a la de un líquido puro.

Este método de transporte es aplicable a materiales finos, a la ley de Stokes, condolios y chapius, que indican una gravedad específica de 2.65 y un tamaño máximo de 200 micrones.

B) FLUJO EN SUSPENSION HETEROGENEA

Algunas mezclas con partículas de alta gravedad específica y tamaños de malla muy gruesa tienden hacia la concentración de estos en el fondo de la tubería. Estos tipos de mezclas requieren una alta turbulencia para mantener las partículas sólidas en suspensión, porque de otra manera tendrían estas a mantenerse en el fondo de las tuberías.

Este es el llamado flujo heterogéneo; pues la mezcla no es uniforme en toda la sección de la tubería.

Entonces el flujo de la mezcla en saltación se denomina cuando la fuerza de gravedad prevalece y fracción de las partículas sólidas de la mezcla se fija en el fondo de la tubería, siendo está una condición muy peligrosa por los atoros que pueden causar en la tubería.

C) FLUJO EN SUSPENSION HETEROGENEA-SALTACION

Esta es una combinación de los flujos anteriores; las partículas más pesadas son transportadas ya sea dando saltos rodando o deslizándose por el fondo de la tubería, mientras que los más finos se mantienen en suspensión, el flujo se presenta entonces como una nube de partículas desplazándose a una velocidad distinta a

la del fluido por el fondo de la tubería y otra nube en suspensión desplazándose por encima de ella.

El proceso de la depositación de las partículas provoca una disminución del área del flujo, con el consiguiente aumento de la velocidad; por lo tanto deberá de reforzarse la capacidad del fluido portante para así mantener la mayoría de las partículas en movimiento. Este proceso puede estabilizarse si la fuerza motriz es capaz de trabajar en estas condiciones exigidas, y si ella esta limitada; el proceso de depositación se acelera produciéndose una obstrucción total en la tubería de transporte. Este proceso es aplicable según la ley de RITTINGERS para partículas de una gravedad específica de 2.65 y tamaño de un máximo de dos milímetros de diámetro.

**TIPICA CONCENTRACION DE SOLIDOS PARA EL
TRANSPORTE HIDRAULICO EN TUBERIAS**

MATERIAL	GRAVEDAD ESPECIFICA	PORCENTAJE DE SOLIDOS		MAXIMO TAMAÑO	MALLA
		EN PESO	EN VOLUMEN		
GILSONITA	1.05	40-45	39-44	4,700 Micras	4
CARBON	1.40	45-55	37-47	2,300	8
CALIZAS	2.70	60-65	36-41	310	42
COBRE	4.30	60-65	26-30	230	65
MAGNETITA	4.90	60-65	23-27	150	100

FUENTE: MINNING MAGAZINE, ABRIL 1972.

5.2.7.4 MECANISMOS DE SUSPENSION

Pruebas experimentales de plantas pilotos intentando analizar en forma paralela, los mecanismos que permiten explicar la suspensión de las partículas sólidas; conceptualmente se ha llegado a concluir de la siguiente manera:

A. Suspensión por la gradiente de la velocidad en las paredes de la tubería, se ha comprobado la existencia de una fuerza radial en las partículas resultantes de la tendencia a girar sobre si misma, ya que estas están en un flujo con una fuerte gradiente de velocidades. Cosa que ocurre en las paredes de la tubería, estas fuerzas

tienden a impulsar las partículas hacia el centro de la tubería y produce el efecto de un colchón que impediría al menos a las partículas más livianas alcanzar la superficie del fondo de la tubería.

B. Suspensión por difusión turbulenta de las partículas; esta teoría postula que al existir una cantidad de movimiento perpendicular al flujo, provocada por la turbulencia, también se creará una transferencia del material perpendicular al flujo, que para un flujo bifásico se traducirá en una difusión de las partículas sólidas.

5.2.7.5 CONCEPTOS TEORICOS BASICOS

El transporte hidráulico de los sólidos es susceptible a ser modelado matemáticamente en forma rigurosa, pero las ecuaciones resultantes son matemáticamente complejas e incompletas a la luz del conocimiento actual.

A) MODELO DE LAS SUSPENSIONES MUY DILUIDAS

Este modelo deprecia la interacción de las moléculas entre las partículas sólidas, permitiendo así determinar el movimiento de cualquier elemento fluido, así como el de las partículas sólidas mismas. Evidentemente dicho modelo no presenta utilidad en el estudio del transporte hidráulico de los sólidos pues industrialmente se desea que las concentraciones de trabajo sean las más elevadas posibles.

B) MODELO DE LAS SUSPENSIONES PSEUDO-HOMOGENEAS

Este es un modelo que tiene una correlativa viscosidad con el fluido plástico de BINGHAN y paralelamente con el agua, entonces este modelo idealiza la suspensión considerándola en forma global como un fluido de propiedades distintas a las del fluido portante, integrando la ecuación de continuidad para una densidad media de la mezcla y la ecuación de momentum a partir de la ley reológica de la mezcla.

$$\frac{Dd}{d} + \frac{Dv}{v} + \frac{DA}{A} = 0$$

$$Mv = Cte$$

C) MODELO GENERAL DE ANDERSON Y JACKSON

Este modelo parte de una integración de la ecuación básica de cauchuy.

Suprimiendo la existencia de un volumen infinitesimal que tenga un número de partículas que permitan realizar promedios locales ponderados y considera que existe una ecuación constitutiva para los elementos sólidos por separado.

D) MODELO BIFASICO DE WALLIS

Es un modelo cuya expresión matemática es muy compleja, no es objetivo del presente trabajo.

5.2.8 DUREZA DE LOS SOLIDOS

Se denomina dureza a la resistencia que ofrece la superficie lisa de un mineral a ser rayada. el grado de dureza viene a ser determinada por la observación de la facilidad ó dificultad relativa con que un mineral es rayado por otro ó por una lima ó punta de acero. La dureza de un mineral puede entonces decirse que es su "arañabilidad".

Esta propiedad de los sólidos es considerada en una mezcla de materiales como un parámetro esencial para los efectos de los cálculos de la vida de las bombas y tuberías usadas en el transporte de sólidos ya que están seleccionadas para una vida útil de trabajo de 5 a 20 años ó más.

Por lo tanto se usan revestimientos adecuados resistentes a la abración como son: caucho, cerámica, plásticos elásticos resistentes o materiales con superficies duras.

Las escalas usadas comúnmente en la mezcla de materiales, es la escala de MOHS y el número de Miller.

La escala de MOHS, mide la propiedad de los minerales conocidos por medio del rayado. Esta escala determina por comparación la dureza relativa; esta es una serie de diez minerales conocidos.

MINERAL	DUREZA EN LA ESCALA DE MOHS
TALCO	1
YESO	2
CALCITA	3
FLUORITA	4
APATITO	5
ORTOSA	6
CUARZO	7
TOPASIO	8
CORINDON	9
DIAMANTE	10

El número de Miller, es aquella dureza que se le asigna para las evaluaciones abrasivas de los minerales después de examinar el desgaste del metal de una tubería de acero suave.

El número de Miller también muestra pues una segunda evaluación que indica el desgaste o disgregación durante el transporte en la tubería; pero esto no es una norma generalizada para todos los materiales.

5.2.9 FLUJO HIDRAULICO Y TURBULENTO

La hidráulica es la aplicación práctica de la mecánica de fluidos, generalmente esta se ha desarrollado a lo largo de métodos experimentales o empíricos, de datos y principios de la energía que se aplican en la solución práctica de los problemas de flujos en tuberías, debido a este preámbulo tenemos entonces dos clases de flujos.

A) FLUJO HIDRAULICO O LAMINAR

En el cual las partículas fluidas se mueven en trayectorias paralelas, formando el conjunto de ellas capas ó laminas. El flujo laminar esta gobernada por la ley que relaciona la tensión cortante con la velocidad de deformación angular, donde la viscosidad del fluido es la magnitud física predominante y su acción amortigua. Cualquier tendencia a la turbulencia. Este concepto es aplicable al transporte de los sólidos dentro de las condiciones del grupo homogéneo reconociendo la gravedad específica y la viscosidad de la mezcla a transportarse.

B) FLUJO TURBULENTO

Es en el cual las partículas fluidas-sólidas se mueven en forma desordenada en todas direcciones siendo imposible reconocer la trayectoria de las partículas sólidas individualmente; en este flujo los gránulos gruesos con una gravedad específica mayor que el agua tienden a fijarse y con una velocidad de fijamiento directamente proporcional a la gravedad específica y al tamaño de las partículas. Sin embargo para transportar sólidos debemos de tener un flujo turbulento que en condiciones laminares permite el transporte. Ya que la turbulencia arremolina las partículas ayudándolas a mantenerse en suspensión.

Para el transporte de sólidos ó agua, en el cual necesitamos la transición del flujo laminar al turbulento, esta indicada por un parámetro adimensional, llamado el **NUMERO REYNOLDS** que los datos experimentales indican que esta cerca de 2,300.

NUMERO DE REYNOLDS (R_e): es la relación entre las fuerzas de inercia y las fuerzas debidas a la viscosidad

R_e = NUMERO DE REYNOLDS

$$R_e = \frac{\text{Fuerzas de inercia}}{\text{Fuerzas debido a la viscosidad}}$$

$$R_e = \frac{v D d}{\mu} \quad (\text{Adimensional})$$

$$\begin{array}{ll} R_e > 2,300 & (\text{FLUJO TURBULENTO}) \\ R_e < 2,300 & (\text{FLUJO LAMINAR}) \end{array}$$

5.2.10 VISCOSIDAD (μ)

En los fluidos la deformación aumenta constantemente bajo la acción del esfuerzo cortante por pequeño que este sea. Se define viscosidad como la resistencia del fluido a las fuerzas cortantes.

$$\mu = \frac{G}{dv/dy} \quad ; \quad dv/dy = \text{Gradiente de velocidad.}$$

El nivel de viscosidad es de gran ayuda para mantener los sólidos en suspensión antes de ser penalizado por el

incremento de la resistencia a un flujo más alto que el agua.

Esta afirmación ha sido proporcionada por los **QUEEN'S UNIVERSITY DE KINGSTON : CANADA**; Todos conocemos que los sólidos están en su totalidad suspendidos por un flujo turbulento, por la gradiente de velocidades, y esto equivale a tener un líquido de una densidad equivalente al de la mezcla.

Las mezclas pseudo-homogéneas operan sobre el punto de presión; del campo donde el flujo laminar cambia a flujo turbulento. Las mezclas heterogéneas operan sobre la velocidad crítica a la cual los sólidos tienden a fijarse en la tubería.

5.2.11 RESISTENCIA AL FLUJO

Los flujos de agua en tuberías dan siempre una pérdida de carga por fricción a lo largo de la tubería.

En un flujo laminar la velocidad uniforme que lleva hace que la fricción sea casi nula; y desde una altura conveniente, estos fluyen fácilmente.

En un flujo turbulento, en otras palabras, una gran presión de carga se necesita para generar los remolinos de turbulencia que se activarán más con las altas velocidades del flujo.

5.2.11.1 METODOS USADOS PARA DETERMINAR LA PERDIDA DE CARGA POR FRICCIÓN EN EL TRANSPORTE DE PULPAS POR TUBERIAS.

La pérdida de carga de un flujo sólido-líquido tiene un comportamiento diferente al de un fluido puro, y esta diferencia está en función de la concentración, el tipo de las partículas y las velocidades de flujo. El aumento de la concentración de la mezcla indica un aumento de la pérdida de carga. El aumento de velocidad homogeniza la suspensión. Haciéndose similares las pérdidas de carga de un líquido puro, teniendo como fundamento teórico el aumento de la cantidad de movimiento de las partículas dando como una consecuencia de que la viscosidad sea constante e independiente del radio del esfuerzo de corte.

Si la velocidad disminuye, el proceso de sedimentación provoca un aumento de la pérdida de carga de la mezcla. La forma práctica de correlación de la pérdida de carga de las mezclas para problemas de transporte de sólidos en tuberías. Ha sido definida por muchos autores como sigue:

A) Por ejemplo algunos aceptan que la pérdida de carga es aproximadamente igual a la pérdida de carga del agua limpia siempre y cuando la densidad de la mezcla sea menor que 1800 gramos por litro.

Por lo tanto para los problemas prácticos de la pérdida de carga en tuberías por fricción se utiliza la ecuación de **DARCY-WEISBACH** y la derivación de estos con datos experimentales que es la ecuación de **HAZEN WILLIAMS**; expresada como:

$$hf = f \frac{L}{D} \times \frac{v^2}{2G}$$

hf: Pérdida de carga para el agua.

f: Factor de fricción (experimental) para el agua

L: Longitud de la tubería

D: Diámetro de la tubería

v: Velocidad del flujo

G: Aceleración de la gravedad

Q: Caudal ó gasto; **A**: Área de la sección

$$Q = vA = v (\pi D^2 / 4) \quad (\text{Ec. continuidad})$$

$$v = \frac{4 Q}{\pi D^2}$$

REEMPLAZANDO:

$$hf = 0.0827 f \frac{L Q^2}{D^5}$$

$$hf = C L \frac{Q^2}{D^5}$$

Reemplazando con los datos experimentales la ecuación anterior de **HAZEN WILLIAMS** quedará como sigue:

$$hf = 10.666 \frac{L Q^{1.85}}{C^{1.85} D^{4.87}} \quad \dots\dots(*)$$

C : Constante de la tubería

Muchas veces teniendo en cuenta las tablas, mediante las fórmulas empíricas podemos llegar a encontrar valores teóricos muy próximo a los datos reales que debemos utilizar.

Los valores de "C" de la formula de (*) HAZEN WILLIAMS más comunes son 100 y 140 que son generalmente usados en el transporte de agua potable.

En la ingeniería del transporte de sólidos en tuberías estas tienen normalmente una alta evaluación de "C". Los factores más comunes aplicados al diseño de las tuberías son mostrados generalmente en tablas especialmente confeccionadas para la resolución de nuestros problemas.

B) Otros autores, entre ellos la publicación de la "THE TRANSPORTATION OF SOLIDS IN STEEL PIPELINES" de la COLORADO SCHOOL OF MINES, aceptan fórmulas diferentes que son funciones de varias características de la mezcla y del fluido, que resulta una pérdida de carga mucho mayor que la del agua limpia, dichas fórmulas son tan empíricas que requieren de realizar ciertos experimentos en el laboratorio para poder aplicarlos como por ejemplo: La sedimentación de las partículas sólidas de la mezcla, por lo tanto éstas son muchas veces difíciles de aplicar en el diseño del transporte de sólidos, ya que muchas veces en el momento del cálculo no se conoce realmente la mezcla ni sus características con exactitud.

Los cálculos para determinar la pérdida de carga en general considera los siguientes factores:

- Pérdida de carga del fluido portanta (hf)
- Necesidad de mantener los sólidos en suspensión (hs)
- Al peso de la columna de la pulpa (hw)

5.2.11.2 VELOCIDAD LIMITE DEL FLUJO

Este es un parámetro básico que determina el rendimiento y la seguridad del movimiento de la mezcla.

Existen muchas definiciones acerca de la velocidad límite como por ejemplo el paso de la suspensión

heterogénea al arrastre de fondo, el punto de la mínima pérdida de carga, etc; pero la definición mas adecuada y mas útil es: "La velocidad a la cual se empieza a observar una deposición de partículas en el fondo de la tubería por períodos importantes (formación de dunas móviles) ó es la velocidad por debajo de la cual toda turbulencia es amortiguada por la acción de la viscosidad del fluido.

Teniendo en consideración la importancia que tiene este parámetro en el diseño del transporte de sólidos en tuberías, debemos de tener dos consideraciones importantes:

A.- Que esta debe producir la suficiente turbulencia para mantener las partículas sólidas en suspensión.

B.- Debe ser la mínima para evitar fricciones y atoros en la tubería.

Las mezclas pseudo homogéneas son capaces de proveer la suficiente turbulencia para suspender las partículas sólidas a una relativa velocidad de flujo bastante baja (1.8 mt. por seg)

Como se sabe estas mezclas tienen una viscosidad que decrece dependiendo del radio del esfuerzo de corte.

Analizando el fundamento teórico de la velocidad límite, se determina que sobre una partícula en un flujo turbulento, actúan tres fuerzas principales:

- 1.- FUERZA GRAVITACIONAL
- 2.- FUERZA DE FLOTACION
- 3.- FUERZA DE FROTAMIENTO

Para calcular la velocidad limite utilizaremos la fórmula de STEEL.

$$V_L = F_L [2 G O (S_s - 1)]^{0.5}$$

donde:

V_L = Velocidad límite (mts/seg)

F_L = Constante adimensional que depende de la concentración de partículas

O = Diámetro de la partícula (mts)

S_s = Gravedad específica de los sólidos

V_L se obtiene para cada malla.

Esta formula es una derivación teniendo en cuenta que la partícula dentro del tubo esta en caída libre donde:

$$V = (2 G H)^{0.5}$$

Siendo H la distancia de caída en este caso el diámetro "D" de la tubería, y (S_s-1) viene a ser un factor debido a la ley de empuje de arquímedes.

Entonces trabajar con flujos por debajo la velocidad límite es muy inconveniente, tanto por el aumento de las perdidas de carga al disminuir el area del flujo.

Como por el riesgo de la obstrucción total de la tubería.

De lo analizado teóricamente podemos deducir lo siguiente:

A) La velocidad límite aumenta con el tamaño de las partículas y en menor grado con la granulometria de la mezcla.

B) La velocidad límite aumenta con la densidad relativa de las partículas sólidas.

C) La velocidad límite aumenta con el diámetro de la tubería, para las partículas pequeñas el efecto es menor, pero para partículas grandes el efecto es bastante significativo.

D) La velocidad límite es función del ángulo de inclinación de la pendiente de la tubería.

5.2.11.3 CORRASION Y ABRASION

La vida de una tubería, de como se mantiene las paredes de la tubería que estructuralmente debe de ser sólida con la suficiente resistencia a las presiones interiores causadas por el flujo.

El desgaste del interior de una tubería que transporta mezclas, se debe generalmente a los mecanismos básicos de corrosión y abrasión.

ABRASION.- Es el debilitamiento de las paredes internas de la tubería debido al choque y frotamiento de las partículas sólidas sobre la superficie de la tubería.

La abrasión en las tuberías es importante en las mezclas heterogéneas donde las partículas gruesas chocan con las paredes de la tubería, ya que estas tienden a concentrarse en el fondo de la tubería más rápidamente que las partículas finas o en la parte superior.

El desgaste en una tubería por la abrasión puede

averiguarse por la experiencia con las mezclas similares y por exámenes en los laboratorios hidráulicos.

CORRASION.- Llamada corrosión electroquímica que es originada por ataque químico en las paredes de la tubería causada por la calidez de la mezcla (ph de la pulpa), los oxígenos libres en la mezcla o por los reactivos usados en la composición de la mezcla.

La intensidad de la corrosión es muy grande generalmente en la entrada de las bombas y decrecen en el sobre flujo de las tuberías, también existe una corrosión por electrólisis debido a los diferentes materiales que son transportados o por la conductividad eléctrica de la humedad de la tierra cuando la tubería es enterrada.

Esta corrosión tiene lugar cuando los iones metálicos son removidos en la tubería por electrólisis, las tuberías de acero al carbón son usados generalmente por no producir reacciones eléctricas y eliminar esta corrosión electrolítica.

Según el "INSTITUTO DE TUBERIAS PLASTICAS" podemos calcular el espesor de las tuberías para el tiempo de vida de trabajo de las tuberías.

$$t = \frac{PD}{2S} + C$$

Donde:

- t: espesor
- P: diferencia de presión
- D: diámetro interior
- S: esfuerzo de tensión permisible
- C: desgaste permisible

De algunos experimentos teóricos se ha podido llegar a algunas conclusiones que son muy importantes en el transporte hidráulico de los sólidos.

El primer efecto que es difícil de evaluar con anterioridad a cualquier diseño es la corrosión de las tuberías y el efecto de la abrasión mecánica que se pueden realizar con una relativa anterioridad a la instalación.

Podemos decir que:

A.- La tasa de abrasión crece exponencialmente con la velocidad del flujo, para velocidades bajas, la abrasión

se hace mucho mayor en el fondo de la tubería.

B.- El efecto del cambio de dirección del flujo provoca fuertes abrasiones locales. Se ha encontrado para materiales blandos un máximo de desgaste locales para ángulos de impactos del orden de 30° y bajo la media de estos un efecto mas pequeño.

C.- La abrasión depende del sólido a transportarse creciendo con el tamaño, densidad, dureza e irregularidad en la forma de partículas sólidas

D.- La resistencia al desgaste de la tubería depende del material con que fue construida, se puede plantear cualitativamente la siguiente lista de materiales de mayor a menor resistencia de abrasión

- Aleaciones de aceros especiales
- Revestimiento de gomas
- Madera
- Plásticos
- Fierro
- Asbesto ó Cemento

En la actualidad es casi imposible predecir la tasa de abrasión que ocasionará determinado elemento sobre la tubería.

Pero sin embargo se pueden hacer ensayos de laboratorio con distintos diámetros de tuberías y hacer fluir una mezcla a diferentes velocidades en forma continua , controlando la pérdida de peso en la tubería y calcular mediante gráficas la posible abrasión del elemento estudiado.

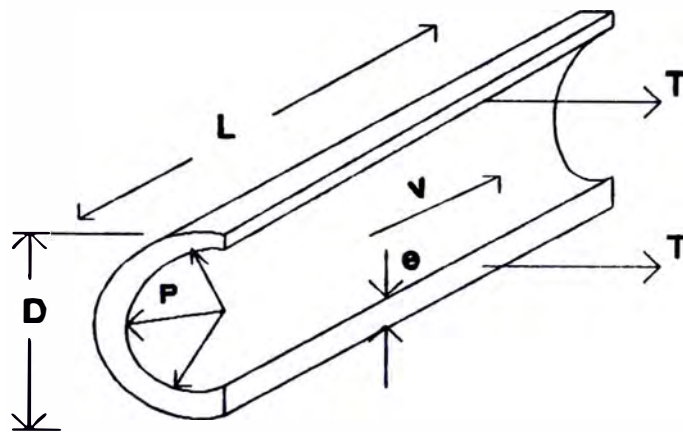
Estas conclusiones dadas fueron realizadas experimentalmente por el ING. Juan Rayo en un estudio para transportar relaves en tuberías en 1974 en la mina el teniente de cobre en Chile.

5.2.11.4 PRESION INTERNA SOBRE LAS PAREDES DE LA TUBERIA

La presión interna de la tubería también es denominado comúnmente en hidráulica como el empuje hidrostático sobre una superficie cilíndrica.

La presión interna es un factor determinante para poder hallar el espesor permisible de las tuberías en el transporte hidráulico de los sólidos.

Su fundamentación teórica es basada en los principios generales de la física. La presión interna es generalmente producido por el choque de las partículas sólidas entre sí como contra las paredes interiores de la tubería.



Del gráfico se puede deducir :

$$EH = 2T$$

$$EH = PDL$$

De estas dos ecuaciones Se concluye:

$$PDL = 2(eLf)$$

$$e = \frac{PD}{2f}$$

DONDE :

- e:** Espesor mínimo de trabajo
- P:** Presión en la tubería o máxima presión de impulso
- D:** Diámetro de la tubería
- f:** Esfuerzo unitario permisible del material de la tubería
- EH:** Empuje horizontal

5.3 PROPIEDADES FÍSICAS Y MECANICAS DEL RELLENO HIDRAULICO

Se definen cinco propiedades físicas y mecánicas de todo material que se usa en relleno hidráulico:

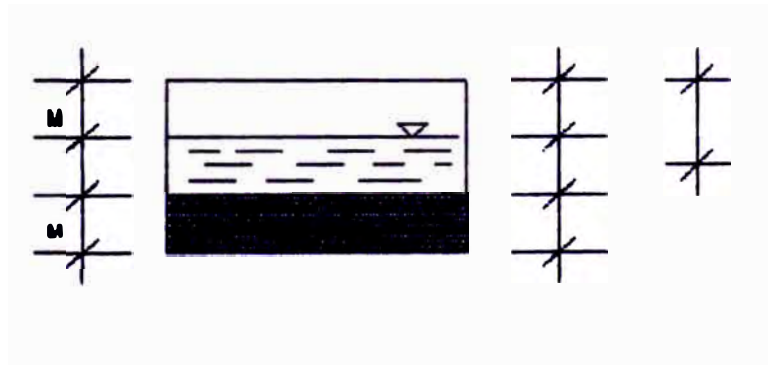
5.3.1 POROSIDAD (n)

Es la relación entre el volumen de vacíos y el volumen total del material, entendiéndose como volumen de vacíos aquella parte del volumen total no ocupado por los granos.

Si la porosidad se expresa en porcentaje, se denomina porcentaje de vacíos a la siguiente relación:

$$n = \frac{\text{Volumen de vacíos}}{\text{Volumen total}}$$

Las fases sólidas, líquidas y gaseosas en el material de relleno se pueden expresar en la siguiente gráfica:



fases sólidas, líquidas y gaseosas en el material de relleno.

Donde:

- M_a : Masa de aire
- M_l : Masa de líquido (agua)
- M_s : Masa de sólidos
- V_a : Volumen de aire
- V_l : Volumen del líquido (agua)
- V_v : Volumen de vacíos
- V_t : Volumen total
- V_s : Volumen de sólidos

5.3.2 RAZON DE POROS O RELACION DE VACIOS (Rp)

Se define como la relación que existe entre el volumen de vacíos (poros) y el volumen de sólidos, esta razón es aquella que corresponde a su estado natural del material depositado en los tajeos, es decir es una medida que controla la compactación de un relleno.

La razón de poros real se determina por la fórmula siguiente:

$$R_p = \frac{S_s}{d_{REL}} \times [(R_H + 1)] - 1$$

R_p	: Razón de poros real
S_s	: Gravedad específica sólidos
d_{REL}	: Densidad relativa in-situ del relleno
R_H	: Relación de humedad

Para el relleno hidráulico, los valores de la razón de poros (R_p) empleados comúnmente en minería varía entre los siguientes valores:

RELLENOS	R_p
ARENOSOS	0.6 - 0.9
ARENA-ARCILLOSOS	0.8 - 1.6
ARCILLOSOS	1.5 - 2.5

El volumen de poros para cada tipo de material varía entre un mínimo y un máximo, se determina experimentalmente y se define:

A.- RAZON DE POROS MAXIMA ($R_{p\max}$)

La razón de poros máxima de un relleno se define como:

$$R_{p\max} = \frac{S_s}{d_{\min}} - 1$$

Donde:

d_{\min} = densidad relativa mínima del relleno cuando la razón de poros es máxima entonces:

R_H = 0 (relleno en su estado completamente seco)

B.- RAZON DE POROS MINIMO ($R_{p \text{ mín}}$)

El material de relleno adquiere su estado más compacto, cuando alcanza su máxima densidad al reducir al mínimo el volumen ocupado por sus poros. De ello se concluye que para una razón de poros mínimo corresponde una densidad máxima.

$$R_{p \text{ mín}} = \frac{S_r}{d_{\text{máx}}} \times (RH+1)^{-1}$$

DONDE:

$d_{\text{máx}}$ = densidad relativa máxima del relleno cuando la razón de poros es mínima entonces RH tiene valor distinto de cero (relleno húmedo)

LA CONCLUSION FINAL PODEMOS RESUMIRLA:

Razón poros mín. < Razón poros real < Razón poros máx.
Relleno in-situ

Dens. relativa máx. > dens. relativa > den. relat. mín.
Relleno in-situ

RH > Relación humedad > 0
Relleno in-situ

DONDE:

S_r gravedad específica de los sólidos (tm/m^3)

$d_{\text{máx}}$ = densidad máxima (tm/m^3), calculada mediante el compactador.

W = porcentaje de humedad con la que se determina la máxima densidad.

5.3.3 CONTENIDO DE HUMEDAD (W)

Esta expresado por:

$$W = \frac{M}{M_s} \times 100 = \frac{\text{PESO DEL AGUA}}{\text{PESO DE SOLIDOS}}$$

5.3.4 GRADO DE SATURACION (G_R)

Esta definida por:

$$G_R = \frac{V}{V_v} \times 100 = \frac{\text{VOLUMEN OCUPADO POR EL AGUA}}{\text{VOLUMEN DE VACIOS}}$$

Para las arenas:

CONDICIONES DE LA ARENA	G _r (%)
Seca	0
Ligeramente húmeda	1-25
Húmeda	26-50
Muy húmeda	51-75
Mojada	76-99
Saturada	100

5.3.5 ANGULO DE FRICCION INTERNA (ϕ) Y COHESION (C)

La cohesión y la fricción interna son dos variables interdependientes y fundamentales, en la evaluación de la calidad del relleno a largo plazo.

A. COHESION (C): Es la atracción existente entre las partículas de un suelo, originada por las fuerzas moleculares y las películas de agua. La cohesión de un relleno variará si cambia su contenido de humedad y el contenido de finos, en las arenas la cohesión es prácticamente nula.

B. FRICCION INTERNA(ϕ): Es la resistencia al deslizamiento debido a la fricción que hay entre las superficies de contacto de las partículas. Depende de la granulometría del material, de la forma de las partículas y su densidad, en caso de material fino, se tendrá una fricción interna baja.

En otras palabras el ángulo de fricción interna (ϕ) del relleno in-situ, se determina con el fin de determinar la altura máxima del relleno para que no se produzca posibles fallas o derrumbamientos del relleno.

La siguiente tabla muestra algunos valores del ángulo de fricción interna para diferentes materiales y condiciones:

M A T E R I A L	C O N D I C I O N	
	S U E L T A	D E N S A
Arenas y gravas	33° - 36°	45° - 47°
Arenas medias	30° - 33°	40° - 45°
Arenas finas	26° - 30°	32° - 38°
Arenas limosas (muy finas)	25° - 30°	30° - 35°

5.4 ANALISIS GRANULOMETRICO

Determina la distribución del tamaño de la partícula o granos que constituyen un material y fijan, En porcentaje de su peso total, la cantidad de granos de distintos tamaños que contiene.

La fracción muy gruesa consiste en fragmentos de rocas compuestas de uno ó más minerales, pudiendo estas ser angulares, redondeados o planos. pueden ser frescos o mostrar signos de alteración, resistentes o deleznales. Esta fracción recibe el nombre genérico de grava.

La fracción gruesa está formada por granos compuestos por lo general de cuarzo. Los granos pueden ser angulares o redondeados y reciben el nombre de arenas.

En las fracciones finas y muy finas, cada gramo esta constituido generalmente de un solo mineral. Las partículas pueden ser angulares, en forma de escamas y ocasionalmente en forma tabular, pero nunca redondeados.

De otra parte también podemos afirmar que el análisis granulométrico consiste en medir y clasificar las partículas integrantes de una mezcla, según sus dimensiones.

A continuación se presenta los rangos de tamaño en que varían las partículas:

FINAS	≤ 0.075 mm
ARENAS	≤ 0.075 y, ≤ 0.85 mm
GRUESOS	≤ 0.85 y, ≤ 5 mm

5.5 DIAMETRO EFECTIVO (D_{10})

Es el tamaño de la partícula que corresponde al 10% del producto más fino.

5.6 COEFICIENTE DE UNIFORMIDAD (G_u)

El coeficiente de uniformidad esta definido como la razón del diámetro de la partícula más grande que se encuentra en el 60% de la fracción acumulativa (-) de la pulpa ($D_{60\%}$) al diámetro de la partícula de mayor tamaño presente en el 10% de la fracción acumulativa (-) de la pulpa ($D_{10\%}$), donde:

$$C_u = \frac{D_{60\%}}{D_{10\%}}$$

Donde:

D60% : Diámetro de partícula más grande en el 60% del peso acumulado negativo.

D10%: Diámetro de partícula más grande en el 10% del peso acumulado negativo.

PULPA: Relave clasificado que se envía a la mina como relleno estadísticamente se ha llegado a determinar que un $C_u = 5$, es lo mas conveniente para el relleno hidráulico, un C_u mayor de 5 indica la presencia de una gran cantidad de partícula finas, lo cual impide una adecuada percolación del agua.

Por otro lado si el C_u fuera menor de 5, se tendrá una baja concentración de partículas finas en la pulpa, predicándose una mayor percolación del agua con una tendencia a producir el fenómeno del "embudo".

El coeficiente de uniformidad es función exclusiva de la granulometría del material a utilizar, según esto también podemos definir el valor del coeficiente de uniformidad del relave general y compararlo con el coeficiente de uniformidad del relave clasificado.

5.7 VELOCIDAD DE PERCOLACION (V.P)

Es una medida de la velocidad con que el agua circula la masa granular del relleno (una vez depositado) por acción de la gravedad, en otras palabras es una medida indirecta para averiguar que tan rápido el relleno hidráulico pasará del estado de pulpa al de cuerpo granular. Esta velocidad de percolación generalmente se mide en forma experimental, pero también se puede determinar con cierta aproximación mediante cálculos teóricos.

El coeficiente de uniformidad y la velocidad de percolación están relacionados entre si, guardando una proporcionalidad inversa. se ha establecido una ecuación matemática que vincula la velocidad de percolación con el D10%, cuya aproximación es:

$$V.P = (D10\% \times 6/100)^2$$

donde:

V.P = Cm/Hora

D₁₀ = En micrones

De acuerdo a experiencias efectuadas en diferentes minas del país sobre operaciones de relleno hidráulico. Los valores de la velocidad de percolación comprendidos entre 3 cm/hr y 10 cm/hr ,han dado los mejores resultados.

La velocidad inferior a 3 cm/hr, ocasiona una eliminación de agua sumamente lenta, demorando el retorno del personal a la labor. Mientras que valores encima de 20 cm/hr da lugar a la aparición del fenómeno de embudo, por el cual se forman pequeños conductos abiertos dentro de la masa del relleno, a través de los cuales fluye la pulpa a gran velocidad, produciendo la perdida de una cantidad considerable de relleno hacia las galerías.

La velocidad de percolación fue un parámetro muy usado en el diseño de los primeros rellenos hidráulicos en la minería pero se ha dejado de emplear por las razones siguientes:

A.- Porque la práctica moderna tiende a eliminar el agua por decantación y no por percolación.

B.- Porque en ciertos casos la información dada por la percolación ha sido muy distinta al comportamiento del relleno en el tajeo.

5.8 COMPORTAMIENTO MECANICO DEL RELLENO

El comportamiento mecánico in-situ del relleno puede ser definido y evaluado por los siguientes parámetros:

5.8.1 COMPACIDAD RELATIVA (Q_r).- Expresa el estado de compactación del relleno arenosos y esta definido por la expresión matemática del investigador TERZAGHI

$$Q_r = \frac{R_{p\max} - R_p}{R_{p\max} - R_{p\min}}$$

DONDE :

$R_{pmáx}$ = razón de poros ó relación de vacíos de relleno en su estado mas suelto, estable

$R_{pmín}$ = razón de poros o relación de vacíos del relleno en su estado más denso que puede obtenerse en laboratorio

R_p = Razón de poros o relación de vacíos

La compacidad relativa de un relleno es función de tres factores principales: forma de los granos, granulometria y manera de depositarse.

A) Los rellenos constituidos por partículas con formas angulares tienden a tener una C_R baja y son susceptibles a un fuerte reordenamiento y reducción de volumen. Normalmente es difícil ejercer un control efectivo sobre este factor.

B) La granulometría es el factor de mayor influencia en la compacidad relativa (C_R). Lo ideal es que el material sea bien graduado, de tal manera que se reduzca los vacíos al mínimo, la granulometría se puede controlar casi a voluntad en la planta de relleno hidráulico.

C) La manera de depositarse de el relleno hidráulica influye también en la compacidad relativa del mismo. La deposición del relleno en un solo punto permite que a cierta distancia, las partículas sólidas se sedimentan en un ambiente calmado y sin perturbación.

Una sedimentación de esta manera permite que los granos se acomoden en forma de arcos ó bóvedas naturales, los cuales ante una presión ó vibración tienden a reordenarse y ocupar más eficientemente los espacios.

Para impedir la formación de bóvedas se recomienda depositar el relleno en varios puntos del tajeo y evitar así la sedimentación imperturbada.

Si bien una alta C_R es conveniente para el propósito de contrarrestar el movimiento de las cajas, ésta se logra a expensas de algunas propiedades dependientes.

Una alta compacidad relativa da lugar a que el volumen del tajeo relleno con una tonelada de relleno

disminuye.

Si aumenta la compacidad relativa, esto da a lugar a que disminuya la velocidad de percolación. Ya que disminuye el área de los conductos por donde percola el agua esto se puede determinar con la siguiente expresión.

$$\frac{V.P (1)}{V.P (2)} = \frac{RP(1)^2}{RP(2)^2}$$

La cantidad de agentes sedantes (cuando se usan), es menor, pues con un contacto más íntimo entre las partículas se requerirá menor cemento para adherir una con otra.

D) Si el aumento de la compacidad relativa se obtiene mediante regulación de la granulometría, el coeficiente de uniformidad también aumenta.

En resumen, la mejora de ciertas propiedades pueden implicar otras, por lo tanto existe una C_r óptima con lo cual se obtiene una combinación óptima de propiedades.

5.8.2 EFECTOS DEL AGUA EN EL RELLENO HIDRAULICO

El agua puede presentarse en el relleno hidráulico en dos formas:

- 1.- En forma de películas alrededor de los granos.
- 2.- Ocupando parte o todos los vacíos entre los granos.

Si los vacíos están completamente llenos con agua, el relleno está saturado y la mezcla se dice que es continua, si los vacíos están parcialmente llenos, la mezcla es discontinua formando cuñas de agua entre los granos adyacentes y películas de mezcla alrededor de ellas.

Muchos de los rellenos hidráulicos probablemente desarrollen superficies capilares, al menos temporalmente estas superficies pueden ser engañosas ya que las tensiones capilares tienden a consolidar la superficie del relleno, haciendo que el relleno aparezca mas firme de lo que es en profundidad.

5.8.3 PRESION NEUTRA (U) Y PRESION EFECTIVA (P_1)

Una arena suelta ya saturada bajo carga, en la que no se permite el drenaje, desarrolla presiones entre grano y grano y una presión neutra en el agua dentro de los

poros es decir tenemos:

$$P_1 = P - U_w$$

Donde:

P_1 = Presión efectiva (Grano a Grano)

P = Presión total

U_w = Presión en el agua de poros

Cuando U_w es igual a la presión total, la presión efectiva es igual a cero. En términos de fallamiento.

$$T_1 = T - U_w$$

Donde:

T_1 = Tensión efectiva grano a grano al momento de falla

T = Tensión normal en el plano de falla

Por lo tanto, a medida que U_w tiende a T , T_1 tiende a cero, debido a que la tensión efectiva al momento de fallar, la tensión de corte también tiende a cero. Entonces, la arena se vuelve inestable y puede licuarse. En un tajeo relleno, esta condición puede darse por efectos de voladura en rellenos sueltos saturados.

5.8.4 CONSOLIDACION.- Término empleado para describir un cambio de volumen debido a una carga constante a medida que transcurre el tiempo, se diferencia de la compresión en que esta hay un cambio de volumen debido a un incremento de carea.

El relleno tiende a consolidarse bajo cargas estáticas, tales como las que ocurren cuando el tajeo tiende a cerrarse. Esta consolidación inicial puede ser muy grande en rellenos sueltos, mientras que rellenos densos tienen menor tendencia consolidarse bajo cargas estáticas, después de una consolidación inicial ocurre una consolidación secundaria mas lenta tanto en rellenos sueltos como en densos.

5.8.5 COMPACTACION.- Es la densificación artificial de los suelos, los materiales cohesivos se compactan mejor bajo cargas dinámicas. La eficiente compactación de

estos materiales a su máxima densidad está en muchos casos, en relación al contenido de agua del material. La cantidad de agua presente debe ser suficiente como para lubricar las partículas; un exceso de agua llenará los vacíos y creará tensiones neutras positivas en el suelo, reduciendo así su densificación.

En materiales no cohesivos, como muchos rellenos, no se llega generalmente a su máxima densidad mediante la aplicación de cargas estáticas o dinámicas, siendo necesario el uso de vibradores.

5.8.6 CEMENTACION.- La cementación de los rellenos hidráulicos pueden tomar muchos años, dependiendo principalmente de la composición química del relleno.

Los rellenos provenientes de relaves pobres en sulfuros muestran un grado de cementación baja. En realidad la cementación ocurre en estos rellenos, en un período corto de tiempo, pero las altas temperaturas debido a las oxidaciones son una desventaja para la cementación.

5.8.7 COMPRESIBILIDAD.- Los rellenos hidráulicos son los menos compresibles de todos los rellenos usados como soporte en minería subterránea. Rara vez se comprimen más del 20% variando generalmente entre 5% y 10%.

La resistencia del relleno no se desarrolla hasta que el contenido de agua ha sido reducido de semifluido a una condición consolidada.

5.9 CONDICIONES DE ROTURA DE LOS RELLENOS TRANSPORTADOS HIDRAULICAMENTE

Básicamente trataremos la resistencia a la rotura por corte, tomando en cuenta la semejanza del relleno con un suelo no cohesivo.

La rotura por corte empieza en un punto de una masa de relleno, cuando en alguna superficie que pasa por dicho punto se llega a una combinación crítica entre la tensión normal y la tangencial. De acuerdo a los principios de la mecánica, la tensión normal y la tangencial que actúa sobre un plano perpendicular al plano de la tensión principal intermedia, e inclinado un ángulo respecto del plano sobre el que actúa la tensión principal mayor vienen dadas por las siguientes

ecuaciones: (ver fig. 5.9 - A)

$$\sigma = 0.5 (\sigma_1 + \sigma_3) + 0.5(\sigma_1 - \sigma_3)\cos 2\alpha$$

$$\epsilon = 0.5 (\sigma_1 - \sigma_3)\sen \alpha$$

Donde:

σ = Tensión normal en el punto "D"
 ϵ = Tensión superficial en el punto "D"
 σ_1 = Tensión principal
 σ_3 = Tensión principal de confinamiento
 α = Angulo de inclinación

Se puede escribir expresiones similares para las tensiones normales y de corte que actúan sobre planos que contienen la tensión principal intermedia (σ_2); estando sus componentes determinados por las coordenadas de los puntos contenidos por la circunferencia dibujadas en trazo discontinuo (fig.5.9 - B)

En el caso de un ensayo triaxial la tensión principal mayor actúa en la dirección vertical y la presión de cámara es a la vez tensión intermedia y menor. En el diagrama de Mohr se reduce a la circunferencia exterior que corresponde a las tensiones principales mayor y menor σ_1 y σ_3 , respectivamente.

Donde:

$$OO' = 0.5 (\sigma_1 + \sigma_3)$$

$$O'D = 0.5 (\sigma_1 - \sigma_3)$$

Las coordenadas de todos los puntos, tales como "D" (fig.5.9 A) representan la tensión normal y la de corte que actúan sobre un plano específico, inclinado un ángulo α con respecto a la dirección del plano sobre el que actúa la tensión principal mayor.

Cuando se realiza una serie de ensayos y se dibuja para cada uno de ellos, la circunferencia que corresponde al estado de rotura, al menos un punto de cada circunferencia representa la combinación de tensión normal y de corte asociada con la rotura, la envolvente de la circunferencia de rotura representa el lugar

geométrico de los puntos asociados por la rotura de la probeta (ver fig. 5.10 - A)

En general, la envolvente obtenida de una serie de ensayos ejecutados con un relleno dado, bajo un conjunto también de condiciones dadas es curva, con frecuencia esta curva puede ser aproximada a una línea recta cuya ecuación está dada por:

$$S = C + \sigma \text{ TAN } \Phi \quad (\text{Ecuación de Coulumb})$$

Donde:

S= Tensión de rotura

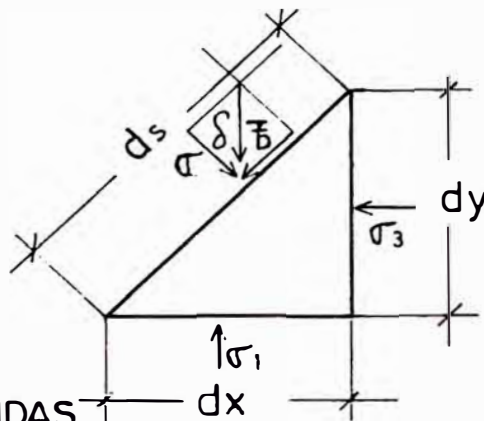
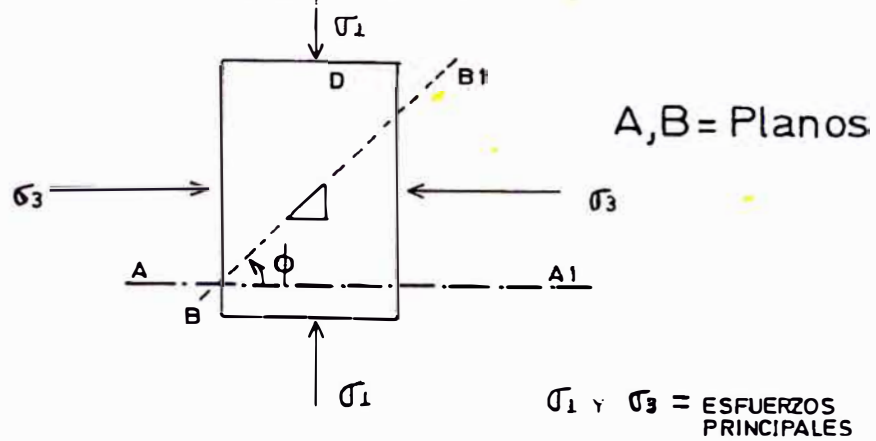
C= Cohesión

σ = Tensión normal

Φ = Angulo de fricción interna

En esta ecuación el símbolo " Φ " que representa la tensión de corte, se reemplaza por "S", que representa la resistencia a la rotura o resistencia al corte, a causa de que los puntos de la envolvente se refieren específicamente a estado de tensión asociados con la rotura (fig. 5.10 - B)

FIGURA: 5.9-A: CONDICIONES DE ESFUERZO DE UN ESPECIMEN DEL SUELO SUJETO A COMPRESION TRIAXIAL



ECUACIONES DEDUCIDAS

$$\sigma = 0.5(\sigma_1 + \sigma_3) + 0.5(\sigma_1 - \sigma_3) \cos. 2\phi$$

$$\tau = 0.5(\sigma_1 - \sigma_3) \text{ SEN } 2\phi$$

FIGURA: 5.9-B: CIRCULO DE MOHR

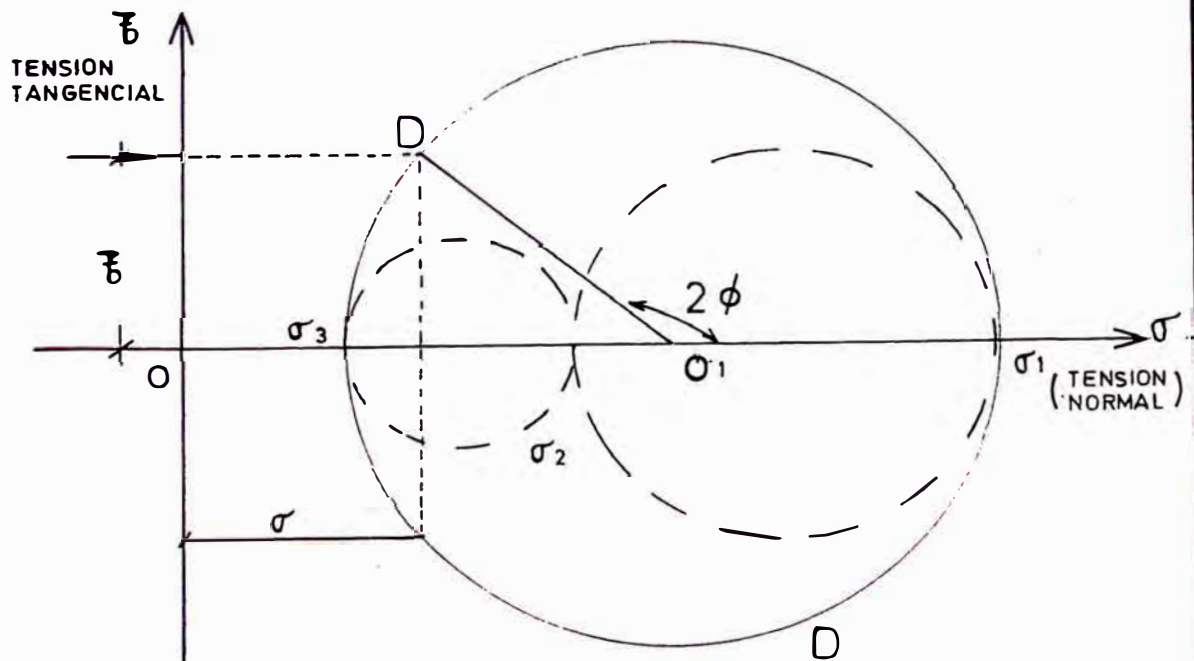


FIGURA:5.10 -A: ENVOLVENTE DE MOHR

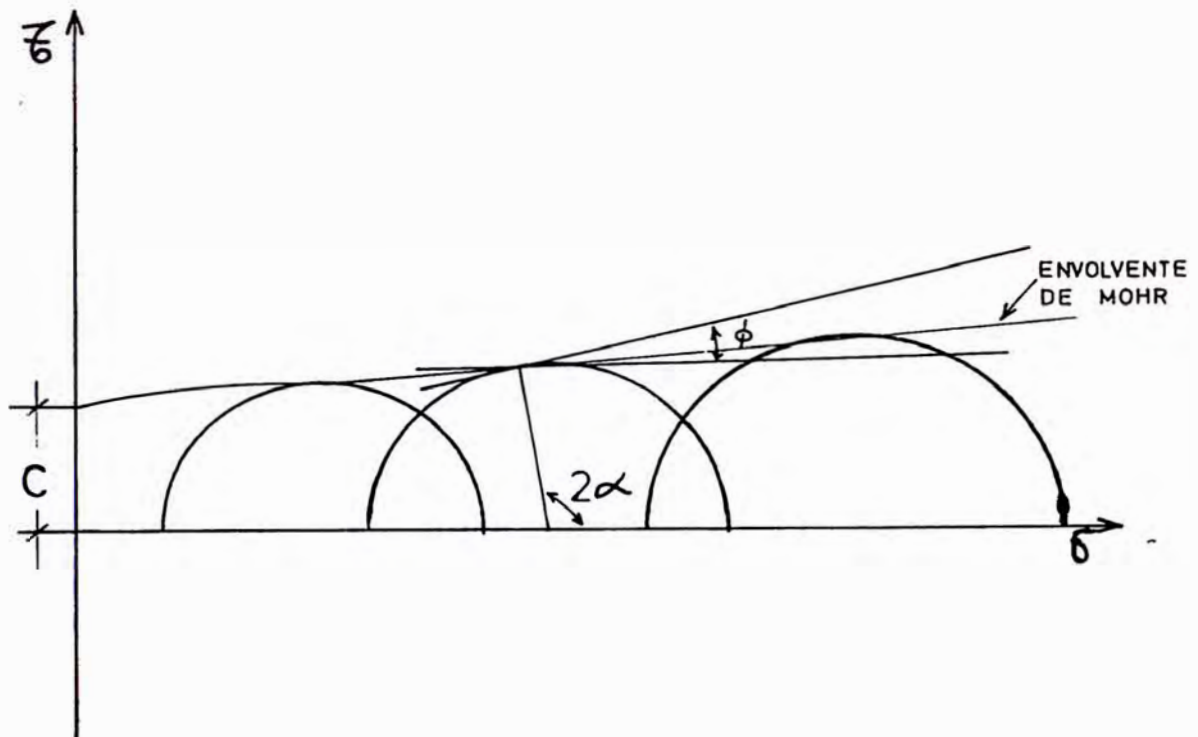
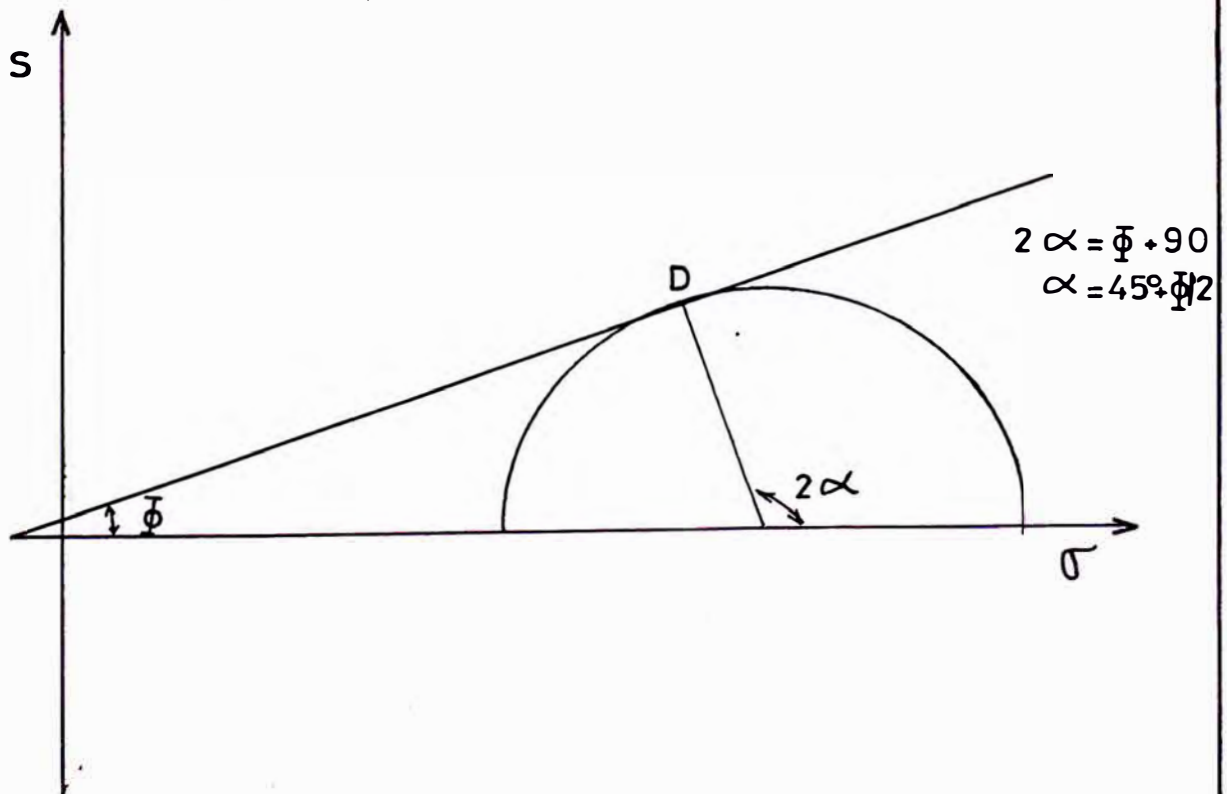


FIGURA:5.10-B: LINEA DE FALLA EN CIRCULO DE MOHR



5.10 DETERMINACION DE LA COHESION (C) Y ANGULO DE FRICCION INTERNA (ϕ)

Las ecuaciones $\phi = 45 + \phi/2$ y $S = C + \sigma \tan \phi$, son válidas solo si la $\tan \phi$ tiene el mismo valor para cualquier sección plana que pasa por un punto dado el material solicitado. Si los vacíos de un relleno están ocupados solamente por aire a determinada presión, esta condición se satisface, en cambio si están ocupados con un líquido bajo una tensión U_w , una parte de P_1 de la presión P . La soportan los componentes sólidos, los que exigen un valor definido del parámetro $\tan \phi$, mientras que la diferencia: $P - P_1 = U_w$ la soporta el líquido que tiene $\tan \phi = 0$

La relación (R/U_w) es distinta para las diferentes secciones que pasa por un mismo punto, de modo que la ecuación y la interpretación física procedente de la envolvente de mohr son válidas sólo en la condición "P" en las ecuaciones sea reemplazada por la tensión efectiva $R_1 = P - U_w$, teniéndose entonces:

$$S = C + (P - U_w) \tan \phi$$

$$S = C + P_1 \tan \phi \quad (\text{Ecuación de coulumb modificada})$$

Cuando las abscisas del diagrama de mohr representan presiones efectivas (R_1) y la línea de ruptura es una recta, la inclinación de dicha línea se conoce usualmente como el ángulo de resistencia al corte ϕ del material y la intersección del origen para $P = 0$, se llama comúnmente la cohesión, en el caso de rellenos con comportamientos parecidos a los suelos no cohesivos, estos pueden ser expresados bastante bien mediante la siguiente ecuación:

$$S = (P - U_w) \tan \phi$$

$$S = R_1 \tan \phi$$

Dependiendo principalmente de la densidad relativa, el valor de ϕ varía entre extremos bastante amplios. La distribución granulométrica y la forma de los granos también influyen sobre el valor de ϕ

La tendencia de una arena suelta es el de disminuir el

volumen y la de una arena densa es dilatar durante el corte. La permeabilidad de una arena muy fina es tan baja que, la aplicación rápida de una tensión de corte va asociada con un aumento temporal de la presión de poros U_w , y si el relleno es denso, de una disminución temporal de U_w . paralelamente, la resistencia del suelo decrece ó aumenta temporalmente.

BREVE EXPOSICION DE ALGUNAS TEORIAS SIMPLES DE FALLA

1) TEORIA DE COULUMB.- En 1,733 coulumb estableció una teoría según la cual un material falla cuando el esfuerzo cortante actuante en un plano a su través alcanza un valor límite máximo. Dentro de la teoría, que también es de navier se acepta que dicho esfuerzo cortante limite depende del esfuerzo normal actuante en el plano de falla y que existe una ley de variación lineal entre ambos tipos de esfuerzos.

2) TEORIA DE MOHR.- Esta teoría, debido a otto mohr establece que, en general, la falla por deslizamiento ocurre a lo largo de la superficie particular en la que la relación del esfuerzo tangencial al normal (oblicuidad) alcance un cierto valor máximo. La teoría de Mohr no fija la hipótesis de variación lineal entre el esfuerzo normal y el cortante que definen la oblicuidad límite en la superficie crítica, según esta teoría, dicha ley de variación queda representada en general por una curva, esta teoría explica satisfactoriamente varios fenómenos de importancia en los materiales frágiles, como rocas, concreto y suelos.

5.11 RESISTENCIA AL HUNDIMIENTO DEL PISO DEL STOPE.

Según Prand y Karl Terzaghi, la resistencia al hundimiento del suelo, se define como la máxima presión promedio de contacto entre el suelo y una carga antes que se produzca una falla en el suelo y la carga se hunda; mencionan la siguiente formula:

$$P_{\text{máxima}} = C \times C_b$$

Donde:

$P_{\text{máx.}}$ = máxima presión antes de fallar y hundirse la carga

C = Cohesión o resistencia al corte del relleno

C_b = Coeficiente que depende del ángulo de fricción interna del relleno

También dan a conocer que la pisada del hombre ocasiona 0.5 kgs/cm² de presión, y que a las 12 horas de relleno este resiste 1.6 kgs/cm²; la máquina perforada ocasiona una presión de 1.5 kgs/cm².

La resistencia al hundimiento del piso en el tajeo, puede mejorarse, haciendo uso de acelerantes (floculantes) o aumentando la cantidad de cemento a la mezcla (pulpa).

5.12 ESTABILIDAD DEL TECHO EN TAJEOS DESCENDENTES.

Este requisito es fundamental ya que el minado se realiza debajo de esta zona, depende principalmente de la cantidad de cemento que contiene la mezcla, por lo que su función fundamental es modificar la resistencia y dar mayor rigidez al material de relleno, haciendo que soporte las cargas actuantes sobre esta.

Los principales ingredientes que hacen que haya resistencia en el cemento portland son:

Silicato tricálcico (3 CaO. SiO₂) de 40% a 60%

- Silicato Bicálcico (2 CaO.SiO₂) en un 15%

Este compuesto empieza a hidratarse tan pronto como el cemento es mezclado con agua, provocando las siguientes reacciones:



El silicato tricálcico es el primero en hidratarse, y es el principal responsable de la prematura resistencia. Una mejor adherencia entre partículas dadas en el punto

de contacto entre ellas, depende de la cantidad de cemento que se agrega a la pulpa, para que pueda rellenar los espacios vacíos entre las partículas del material de relleno.

Para obtener una determinada estabilidad del techo en los stopes descendentes, se debe utilizar cemento como sigue:

1era Loza	4.0 Bolsas cemento/minuto
2da Loza	2.0 Bolsas cemento/minuto

La cantidad de cemento en la mezcla depende de las condiciones estructurales de cada mina (tipo de veta, alteración de cajas, tipo de cajas, presencia de agua en estructura, tipo de roca, cercanía a otras vetas, equipo a utilizar en la explotación, otros)

THIXOTROPISMO

Es la propiedad de algunas sustancias de comportarse como sólidos cuando están en reposo y como líquidos cuando tienen moléculas de agua en sus espacios intermoleculares o estén expuestos a vibraciones producidas por una maquina perforadora pueden causar problemas en los elementos de menor resistencia en los stopes.

Este fenómeno se presenta cuando el material de relleno contiene alta proporción de arcillas que absorben moléculas de agua ó cuando contienen alta proporción de finos.

5.13 TIPO DE BOMBAS USADOS EN EL TRANSPORTE HIDRAULICO DE SOLIDOS POR TUBERIAS

Las bombas empleadas en el transporte hidráulico de sólidos se selecciona teniendo en consideración algunos parámetros, entre otros tenemos:

- Abrasividad de la mezcla a ser bombeada
- Tonelaje de sólidos a transportar por unidad de tiempo
- Concentración de sólidos en la mezcla
- Distancia a transportar
- Diferencia de cota a vencer

Según lo anterior, los diversos tipos de bombas que se pueden emplear, se clasifican en tres grupos:

5.13.1 BOMBAS AXIALES DE TORBELLINO.

Estas bombas se emplean en un campo muy reducido de industria, generalmente mueve caudales muy pequeños, el impulsor o rodete de estas bombas están diseñados con álabes tipo torbellino, los mismos que están fabricados con un acero especial.

Generalmente estas bombas son sumergibles, razón por la cual no tienen columna estática de succión; estas bombas se emplean en pequeñas fabricas para bombear pulpas de papel, pulpas de alimentos balanceados, para desarenar puertos para absorber lodo en circunstancias diversas.

5.13.2 BOMBAS CENTRIFUGAS

Este tipo de bombas tienen un mayor campo de aplicación dentro de la industria, con estas bombas se pueden mover grandes caudales de pulpas de baja densidad y vencer alturas de bombeo intermedias.

La curva característica ó curva $H - Q$ de una bomba centrífuga revela que la bomba solo puede alcanzar una altura (presión) máxima que, según la ecuación de Euler, depende de la forma del rodete.

Las bombas centrífugas de eje horizontal pueden tener mas de dos o tres escalonamientos o rodetes (en una sola unidad), logrando de esta manera presiones altas, los alabes y todo el rodete en las bombas centrífugas que impulsan pulpas abrasivas están totalmente forrados o cubiertos con cauchos especiales para evitar un desgaste prematuro.

5.13.3 BOMBAS DE DESPLAZAMIENTO POSITIVO (BOMBAS DE EMBOLO) O BOMBAS DE VOLUMEN)

El funcionamiento de las bombas de desplazamiento positivo no se basa en la ecuación de euler, sino en el principio del desplazamiento positivo, y puede ser definido y expresado como:

"El principio de desplazamiento positivo consiste en el movimiento de un fluido causado por la disminución del volumen de una cámara"

Por lo tanto, en una bomba de desplazamiento positivo:

A) El órgano intercambiador de energía no tiene necesariamente movimiento alternativo (embolo), sino que puede tener movimiento rotativo (rotor). Sin embargo, en

las máquinas de desplazamiento positivo tanto alternativas como rotativas, siempre hay una cámara que aumenta de volumen (succión en una bomba) y disminuye de volumen (impulsión) por eso estas máquinas se llaman también bombas volumétricas.

B) El intercambio de energía del fluido se hace siempre en forma de presión.

C) La curva característica ó curva $H - Q$ de una bomba de desplazamiento positivo, será teóricamente una paralela al eje H ; esto debido a que si las paredes del émbolo son suficientemente robustas, y el motor de accionamiento es suficientemente potente. La bomba volumétrica proporcionará toda la presión que le pide.

D) Las bombas de desplazamiento positivo (émbolo) no tienen límite de presiones, actualmente se construyen para presiones de 1,000 bares y aún mayores. Para aumentar la presión basta hacer la bomba mas robusta y el motor más potente. El principio de desplazamiento positivo demuestra que teóricamente cualquier presión es alcanzable.

E) Las bombas de desplazamiento positivo (émbolo) se adaptan solo a caudales limitados, para aumentar el caudal en ellas hay que aumentar el tamaño de la máquina, porque siendo en estas máquinas el flujo pulsatorio, los fenómenos de inercia, impiden aumentar el caudal mediante el aumento de velocidad.

EN RESUMEN:

Las bombas de émbolo se adaptan más a grandes presiones y pequeños caudales y las bombas rotodinámicas (centrífugas y axiales) a pequeñas presiones y grandes caudales. Las bombas rotodinámicas son máquinas de mayor número específico de revoluciones (más rápidas) que las bombas de émbolo.

5.14 SISTEMAS DISPONIBLES PARA EL BOMBEO DE LODOS A ALTAS PRESIONES

Un factor importante en la selección de una bomba de alta presión para lodos, es la abrasividad de la mezcla a ser bombeada la vida de las piezas desgastables en las bombas de desplazamiento positivo depende de:

- A) Los tamaños de partículas y su distribución en la mezcla.
- B) La concentración de sólidos expresada como porcentaje de sólidos por peso y por volumen.
- C) El contenido de sólidos en gramos por litro
- D) La velocidad del flujo en las válvulas de succión y descarga.
- E) El número de carreras por minuto de los pistones y de las válvulas.
- F) La velocidad media de los pistones en metros por segundo.
- G) La temperatura del lodo.
- H) El grado de PH.

Otra manera de definir la abrasividad de la mezcla es mediante el número de miller. Este método empero, no considera todos los factores señalados antes.

5.14.1 BOMBAS A PISTON DUPLEX

Las primeras bombas de desplazamiento positivo fueron las usadas en la perforación de pozos petrolíferos. Estas bombas comúnmente conocidas como "bombas de lodos" (Mud Pumps) fueron del tipo duplex de doble efecto. Han sido desarrollados para el bombeo a altas presiones de lodos para perforación ligeramente abrasivos.

Por su diseño, estas bombas son las mas adecuadas para caudales de gran escala y para presiones de descarga hasta de 160 bar.

Siendo bombas del tipo de doble efecto, el lodo es succionado y descargado alternadamente por ambos lados del pistón.

Debido al doble efecto, estas bombas tienen el mayor número de piezas sujetas a desgaste, como los vástagos de pistones, empaquetaduras de las prensas estopas, pistones, gomas de los pistones, forros de los cilindros y válvulas. Por lo tanto, no es posible mejorar sustancialmente su vida de trabajo.

Por su uso en los aparejos móviles de perforación de pozos petrolíferos, el peso y dimensiones de estas

bombas son sumamente importantes con el fin de mantener estos tan reducidos como sea posible, sin menoscabo del caudal bombeado, las bombas son operadas en un alto rango de carreras por minuto. Esto, empero, incrementa el desgaste.

Sin embargo, para que una operación de transporte de lodos a gran distancia sea económica, estas bombas deben operar a rangos bajos de carreras y solo pueden ser usadas para lodos ligeramente abrasivos.

5.14.2 BOMBAS A PISTON TRIPLEX

En la perforación de pozos petrolíferos las bombas a pistón triplex de simple efecto, desde hace algún tiempo vienen reemplazando a las del tipo duplex de doble efecto.

Una de las razones es que en las bombas duplex, debido al doble efecto, no puede ser fácilmente determinado el desgaste de los pistones, empaquetaduras de las prensa estopas y forros de los cilindros.

Las principales características de las bombas a pistón triplex son:

- A) Alto rango de carreras (hasta 160 RPM)
- B) Carrera corta del pistón
- C) Pequeño diámetro del pistón
- D) Empaquetaduras del estopero y vástagos de los pistones ya no están sujetos a desgaste.

Por el simple efecto de la bomba es preciso incrementar el número de carreras por minuto para alcanzar el mismo rango de caudal de las bombas duplex de doble efecto, pero en el desarrollo de la bomba triplex se ha logrado un equipo compacto y liviano. La desventaja sin embargo, es la corta vida de las partes expuestas a desgaste por el alto rango de carreras por minuto y por las velocidades del fluido dentro de la bomba. Por esto, en la industria del petróleo se ha aceptado que las partes desgastables tengan que ser reemplazadas frecuentemente. Para el bombeo a largas distancias de lodos de carbón, piedra caliza, etc, ligeramente abrasivos, la bomba triplex ofrece considerables ventajas por el reducido número de partes desgastables. Esto empero rige sólo si

el rango de carreras por minuto es reducido a un máximo de 70 RPM, Para que la bomba opere económicamente las 24 horas del día (8,500 horas por año), Por lo expuesto, cada vez más bombas triplex son especificadas para sistemas de bombeo de gran capacidad para lodos de carbon (entre otros)

5.14.3 BOMBAS DE EMBOLO BUZO

Estas bombas fueron desarrolladas para líquidos no abrasivos, en procesos de alta presión, depuración de agua, etc, para lograr la alta presión deseada se usan émbolos buzo de pequeño diámetro, los que empero limitan el régimen del flujo. Con el fin de obtener altas tasas en el flujo, a la misma presión, las bombas son operadas a alto número de carreras (hasta 400 RPM) Y son diseñadas como unidades múltiples. No hay objeciones a esta solución en tanto se bombeen líquidos no abrasivos. Para poder bombear líquidos abrasivos, las bombas son equipadas con un sistema de lavado de émbolo con agua para prevenir que éste sufra un rápido desgaste por las partículas sólidas abrasivas. Además el número de carreras es reducido (90-120) RPM.

Este número de carreras es todavía alto y el desgaste es aún considerable, particularmente en las válvulas, émbolos y empaquetaduras.

La construcción de este tipo de bombas en forma de unidades múltiples implica automáticamente el incremento proporcional del número de partes desgastables.

Estas bombas son usadas, por ejemplo, para el transporte de minerales de hierro a largas distancias. La vida máxima de las válvulas está entre 300 y 500 horas de operación. Este grado extremo de desgaste se debe principalmente al alto número de carreras por minuto de los émbolos y a las altas velocidades de las válvulas (equivalente a 5-6 metros por segundo).

Los elevados costos de operación de estas bombas están motivando que sea especificadas cada vez menos.

5.14.4 BOMBAS A PISTON CON BARRERA DE ACEITE

Una típica bomba a pistón con barrera de aceite se muestra en la figura es una bomba a pistón en la que se usa aceite como barrera entre los pistones y los forros

de los cilindros por una parte y el lodo por la otra, sin que se interponga un diafragma o flotador. El aceite previene que el lodo abrasivo entre en contacto con los pistones y los forros de los cilindros, por la diferencia en gravedad específica del aceite y del lodo. Este sistema, sin embargo no puede impedir totalmente que el aceite y el lodo se mezclen. El aceite es contaminado por el lodo causando así un mayor consumo de aceite y desgaste adicional de los pistones y de los forros de los cilindros. El control diario de la contaminación es otro factor que incrementa los costos de operación.

5.14.5 BOMBAS A PISTON Y DIAFRAGMA

La primera bomba a pistón y diafragma fue desarrollada como un complemento de las bombas a pistón duplex y triplex.

La necesidad de una bomba de alta presión para lodos altamente abrasivos sin que estos tengan contacto con los pistones, forros de los cilindros, etc. y que además supere las desventajas de los sistemas anteriormente descritos, condujo al desarrollo de la bomba a pistón y diafragma.

Los principales criterios de diseño fueron:

- A) Separación mecánica del lodo de las partes desgastables.
- B) Funcionamiento automático de la bomba con control óptico y/o audible de la operación.
- C) Muy pocas partes desgastables
- D) Duración máxima de las mismas
- E) Fácil acceso para la inspección y el cambio rápido de las partes desgastables.
- F) Operación silenciosa (menos de 85 dBA)
- G) Libre de pulsaciones y vibraciones
- H) Período de operación extremadamente largo e ininterrumpido, trabajo continuo de 24 horas por día.
- I) Bajos costos de operación y mantenimiento
- J) Diseño compacto.

DESVENTAJAS: El problema principal en las bombas a pistón y diafragma, es la rotura de los diafragmas, el promedio de vida de las marcas existentes es muy corto, de 500-2,000 Horas. Las principales causas de rotura de los diafragmas son:

A) No se puede mantener constante el volumen del liquido propulsor en su cámara.

B) Los diafragmas están sometidos a tensión.

El volumen del liquido propulsor puede vaciar por pérdidas de este a través de las empaquetaduras del estopero y/o del pistón.

Una disminución en el volumen del liquido propulsor puede ocasionar daños en el diafragma si este golpea contra la pared posterior de la cámara del diafragma.

Inversamente, si el volumen del líquido propulsor aumenta demasiado, la presión actuará sobre el diafragma, forzándolo dentro de las cámaras de las válvulas y dañándolo.

Para compensar las pérdidas del líquido propulsor y mantener su volumen exacto, otros sistemas emplean válvulas mecánicas de compensación, accionadas por un dispositivo articulado, el cual las abre cuando el diafragma llega a su punto muerto posterior

VENTAJAS DE LA BOMBA A PISTON Y DIAFRAGMA:

A) Separación mecánica entre el lodo y las partes desgastables.

Esto ha sido logrado mediante el uso de diafragmas y la introducción del "ENLACE HIDRAULICO", Confor-mado por el líquido propulsor. La ventaja de la bomba a pistón, referente al volumen de descarga relativamente grande, debido al diámetro del pistón y su carrera, se combina con la factibilidad de transportar lodos abrasivos gracias a la separación entre las partes desgastables y el lodo, mediante diafragmas.

B) Funcionamiento automático de la bomba y control óptico y/o audible de la operación.

La restricción del movimiento del diafragma (es decir de su carrera) es controlada por un sistema eléctrico.

C) Cantidad mínima de piezas desgastables, en estas bombas el número de piezas desgastables ha sido reducido al mínimo. En realidad, solamente las válvulas de succión y descarga pueden ser consideradas como piezas desgastables ya que son las únicas expuestas directamente a la acción abrasivas de los lodos.

Los diafragmas no constituyen piezas desgastables, pueden fácilmente esperarse una vida de 6,000-8,000 horas para los diafragmas, de hecho en muchas instalaciones se han alcanzado hasta 14,000 horas, como medida preventiva, los diafragmas normalmente son reemplazados una vez por año.

D) Vida máxima posible de las piezas desgastables, el sistema de restricción de la carrera del diafragma asegura la larga vida de este.

Una vida larga de las válvulas se logra mediante:

1) Velocidades muy bajas de las válvulas(de 0.8 a 1.5 m/seg comparadas, por ejemplo, con 5 a 6 m/seg en las bombas de émbolo buzo)

2) Bajo número de carreras (aprox. 45 RPM) Y gran desplazamiento del pistón, que dan lugar a un rango bajo de operación de las válvulas.

3) El diseño y materiales especiales de las válvulas, de este modo se garantiza la máxima vida útil. Por ejemplo, más de 3,000 horas se han obtenido bombeando pirita ó minerales de hierro, contra solo 300 a 500 horas en las bombas de émbolo de buzo.

E) Operación libre de pulsaciones y vibraciones.

Por el bajo rango de carreras, las bombas están prácticamente libres de vibración, además estas bombas tienen diseñados un conjunto de amortiguadores de diafragma para reducir las pulsaciones de la bomba.

En las bombas reciprocantes, las pulsaciones surgen de la variación sinusoidal en la velocidad del flujo.

Los amortiguadores de pulsaciones a diafragma absorben, por la compresión del gas de nitrógeno, las pulsaciones de presión, sin dar lugar virtualmente a otros impulsos y mantienen el flujo estable.

5.14.6 SISTEMA LOCKHOPPER O HIDROHOIST

El sistema lockhopper o hidrohoist funciona con el flujo de dos fases. El lodo y el líquido propulsor son bombeados separadamente a las cámaras de alimentación, el lodo es alimentado a una presión baja y el líquido propulsor a alta presión por bombas centrífugas separadas.

Algunas desventajas de este sistema son:

- A) Altos costos de inversión, operación y mantenimiento
- B) Las grandes dimensiones físicas del sistema y el espacio necesario para el izaje por mantenimiento (El espacio requerido es 6 a 10 veces mayor que para las bombas de desplazamiento positivo)
- C) Alto consumo de energía debido a su baja eficiencia, tan baja como 55% (en comparación con 85% para las bombas de desplazamiento positivo).
- D) Contaminación del líquido propulsor y del lodo
- E) Requiere largos períodos de tiempo para trabajos de mantenimiento.
- F) El sistema es sensible a los cambios en la gravedad específica del lodo y en la presión de de carga.

5.15 EXPERIENCIA PRACTICA EN EL USO DE BOMBAS DE DESPLAZAMIENTO POSITIVO - FABRICANTES DIVERSOS

El uso de bombas de desplazamiento positivo en la actualidad está difundido en varios sectores de la industria, las aplicaciones en el mundo incluyen bombeo de lodos en plantas municipales e industriales para tratamiento de aguas servidas, en las industrias del acero, de cerámica, papel, azúcar, albúmina y preparación de carbón, así como en las industrias de procesamiento, minería y refinería, etc.

FABRICANTES:

En la actualidad las bombas de desplazamiento positivo son fabricadas en diversos países del mundo, disponiéndose en la actualidad varias marcas, destacándose entre ellas:

MARS PUMS : MITSUBISHI METAL CORPORATION (JAPAN)

GEHO PUMPS: HOLTHUIS B.V (HOLLAND)

WILSON SNYDER PUMPS: EE.UU.

INGERSOLL - RAND PUMPS: CANADA

etc, entre las más importantes.

EXPERIENCIA PRACTICA:**A) BOMBAS GEHO**

- En la industria del acero por ejemplo, la vida de las partes desgastables cuando se transporta lodos sumamente abrasivos de los altos hornos, es:

Válvulas y asientos : De 6,000 a 8,000 horas
 Diafragmas : De 8,000 a 12,000 horas

Una bomba a pistón y diafragma con motor de 1,250 Kw a estado en funcionamiento en una planta de alúmina en alemania occidental durante 4 años, bombeando suspensiones de Bauxita.

Esta bomba es usada en el proceso BAYER que convierte bauxita en alúmina. la bomba es calculada para 325 m³/hr, con una presión máxima de descarga de 130 bar, temperatura del lodo de 80 - 90°C y tamaño máximo de las partículas de 3mm. El siguiente cuadro muestra una comparación entre la vida de los componentes garantizada originalmente y la obtenida en la práctica:

	GARANTIZADAS	ALCANZADA
Válvulas	3,000	4,500-5,500 horas
Asientos de válvulas	3,000	4,500-5,500 horas
Gomas de válvulas	1,500	1,500-2,500 horas
Diafragmas de las bombas	3,000	7,000-8,000 horas

Esto significa que en la práctica estas bombas tienen un tiempo de operación real de aproximadamente 98%

- Cuatro bombas a diafragma para un mineroducto de 55 kms. de largo para transporte de magnetita en Rusia. Capacidad instalada de 3,200 kw, rango de flujo de cada bomba de 540 m³/hora.

Una estación de bombeo con dos unidades a diafragma para colas de una planta de alúmina (red mud tailings) en Yugoslavia.

El rango de flujo es de 80 m³/hora y la presión de descarga máxima es de 100 bar.

Una estación de bombeo para transporte de pirita, Rango de flujo de 300 m³/hora.

- Una bomba de diafragma para caolín con flujo de 96 m³/hora y presión de descarga de 70 bar.

B) INGERSOLL - RAND: PISTON VERTICAL TRIPLE

La empresa Bouganville copper Pty Ltd, que explota el depósito de panguna en la isla de bouganville, **PAPUA NUEVA GUINEA**, uno de los yacimientos de cobre porfirítico mas grande del mundo(90,000 tcs/día; 0.72% cobre; 0.93 gramos de oro por tcs y 2.14 gramos de plata por tcs)

Bouganville copper opera la primera y mas larga tubería para transporte de concentrados de cobre del mundo, desde panguna(mina) hasta amewa bay. La planta de bombeo y las 16.5 millas del sistema de bombeo de concentrados despachan 2,000 toneladas por día de concentrados desde la planta de concentración a la planta de filtración y secado de la bahia **AMEWA**. La tubería está enterrada en el corte lateral de la carretera panguna a la bahía amewa. Las especificaciones sobre el sistema se detalla como sigue:

Longitud :		88,700 pies
Elevación:	Alimentación	2,080 pies
	Elevación máxima	3,200 pies
	Salida	80 pies
Diámetro externo		6 pulg.
Tonelaje de acero		915 ton.
Tasa de flujo designado		386 gal.imperiales/min.
Rango normal de presión en operación		1,250 a 1,590 PSI
Máxima velocidad del sistema de tubería		10.4 pies por seg.

LIMITES DE CAPACIDAD (TONELAJE POR HORA DE CONCENTRADOS)

% DE SOLIDOS POR PESO	CAPACIDAD(TONELAJE POR HORA)	
	MINIMO	MAXIMO
70	125	172
65	90	150
60	77	129
55	65	110

bombas:

número de estaciones de bombeo : uno

tipo: pistón vertical triple ingersoll-rand,
desplazamiento positivo recíproco

Numero: uno en operación, otro en reemplazo
potencia: 600 hp por cada bomba

**C) OPERACION TIPICA DE LA BOMBA MARS
 TRANSPORTE DE RELAVES A PRESAS**

Mina Hosokura (Japón)

Tipo de bomba	L - 180
Volumen de flujo	390 gal/min
Presión	285 PSI
Velocidad	53 RPM
Motor	100 Hp
Diámetro de tubería	6" ø
Longitud total de red	5,913 pies
Desnivel actual	206 pies
% de sólidos	35 %
Gravedad especifica de la pulpa	1.29

RELLENO SUBTERRANEO4

Mina Furutobe (Japón)

Tipo de bomba	H - 125
Volumen de Flujo	82 gal/min
Presión	430 - 710 PSI
Velocidad	38 RPM
Motor	100 Hp
Diámetro de tubería	2.5" ø
Longitud total	5,722 pies
Desnivel actual	322 pies
% de sólidos en peso	61.5 %
Gravedad especifico de la pulpa	1.83

DESCARGA DE PULPA DESDE EL TAJEO A SUPERFICIE

Mina Ikuno(japón)

Tipo de bomba	S - 125
Volumen de flujo	55 gal/min
Presión	1,700 PSI
Velocidad	41 RPM
Motor	100 hp
Diámetro de tubería	2.5" ø
Longitud total	22,000 pies
Desnivel	2,200 pies
% de sólidos en peso	50 %
Gravedad especifica de la pulpa	1.44

- ENVIO DE PULPA(RELAVE) DE LA PLANTA HASTA LOS TAJEOS:
las bombas mars que actualmente están trabajando en el Perú son las siguientes:

MINA	TIPO DE BOMBA	FECHA DE ADQUISICION
SAN VICENTE	2(H-180)	1,973-1,983
	1(H-225)	1,988
CONDESTABLE	1(L-125)	1,973(Posterior a Simsa)
RAURA	1(L-180)	1,979
HUAMPAR	1(H-125)	1,977
ATACOCHA	1(H-180S)	1,979
JULCANI	1(H-180)	1,976
MOROCOCHA	1(H-125R)	1,983
COBRIZA	2(H-225)	1,982
AGUILA	1(S-180)	1,977 Marzo

5.16 COSTOS COMPARATIVOS : BOMBAS MARS - BOMBAS PISTON

Debido a la escases de información detallada respecto de los costos de operación de las bombas a pistón(no tienen barrera de aceite), no es posible detallar los diversos costos unitarios que incurren, pero por información discreta lograda mediante publicaciones técnicas especializadas, se puede aproximar aún determinado rango, según ello tenemos:

$$\text{Costo Operación Bomba Mars} = 65 \% \text{ Costo Operación Bomba a Pistón sin barrera de aceite}$$

5.17 CALCULO DEL TAMAÑO DE BOMBA(S) Y RED DE TUBERIAS

Las partes fundamentales del equipo utilizado en el transporte hidráulica de sólidos, generalmente son las siguientes, lógicamente hay elementos complementarios a estos:

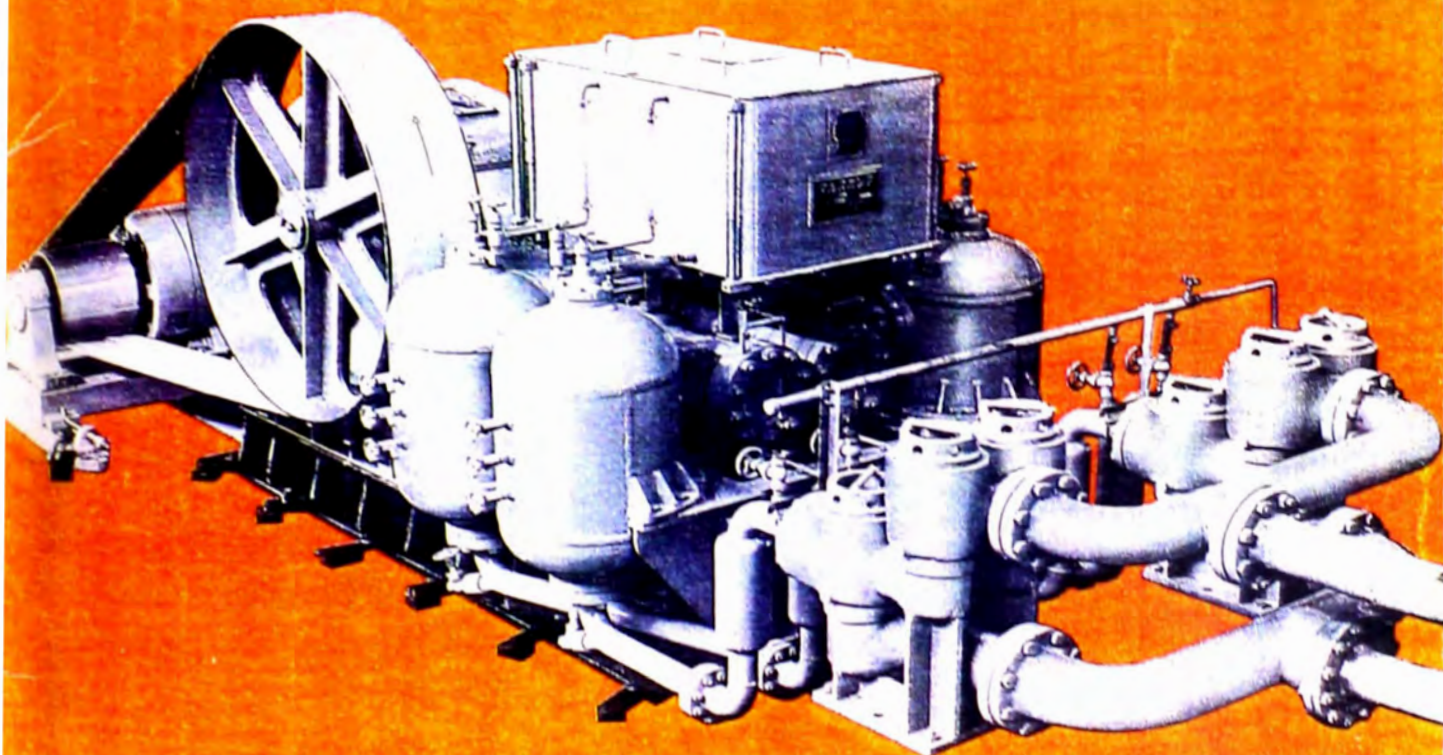
- A) Bombas y motores eléctricos
- B) Tuberías
- C) Bombas auxiliares

Para la selección de la(s) bomba(s) requerida(s), se necesita determinar los factores siguientes:

WORLD WIDE
MITSUBISHI MARS PUMPS

patented

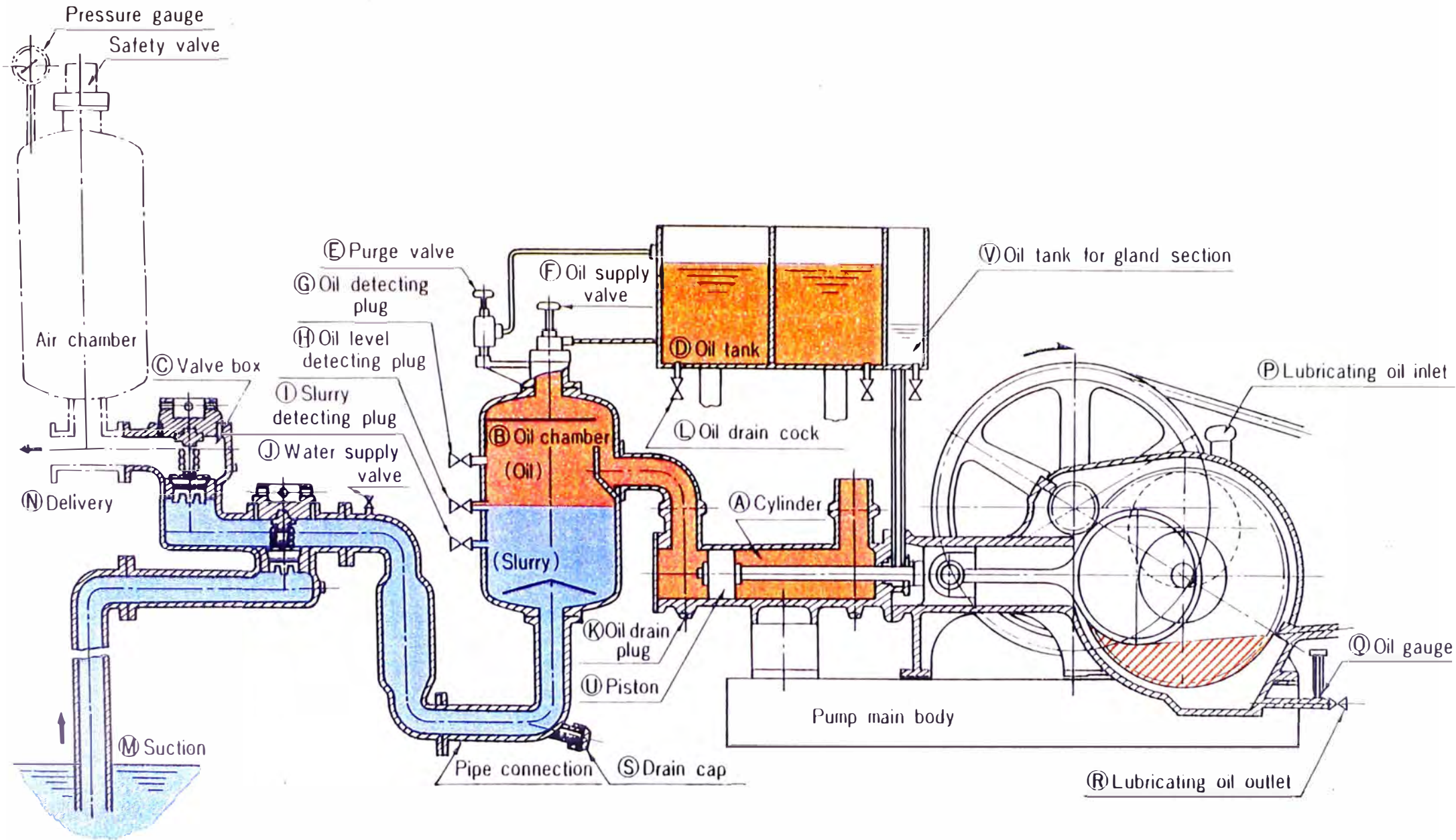
HIGH PRESSURE SLURRY PUMPS
"Extremely low operating costs"



THE JAPAN SOCIETY
OF
MECHANICAL ENGINEERS
AWARD

 **Mitsubishi Metal Corporation**

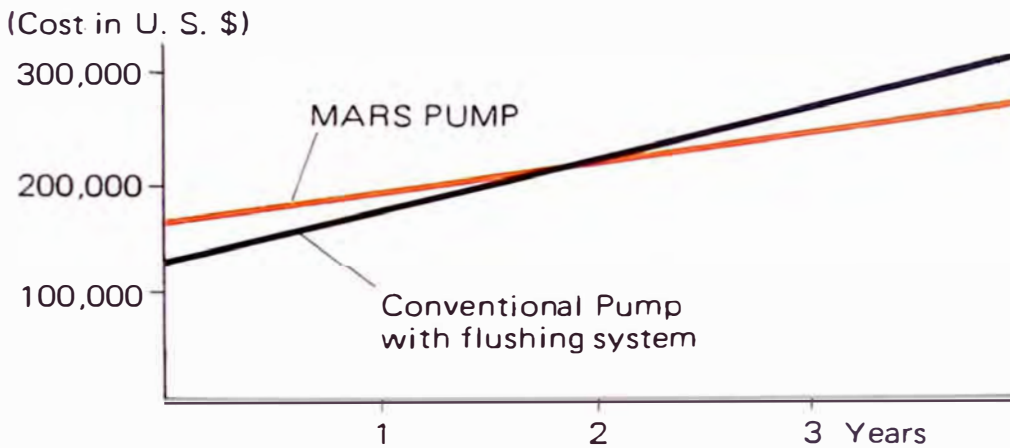
Explanatory diagram of Mitsubishi Mars Pump



Cost comparison in long-run pumping

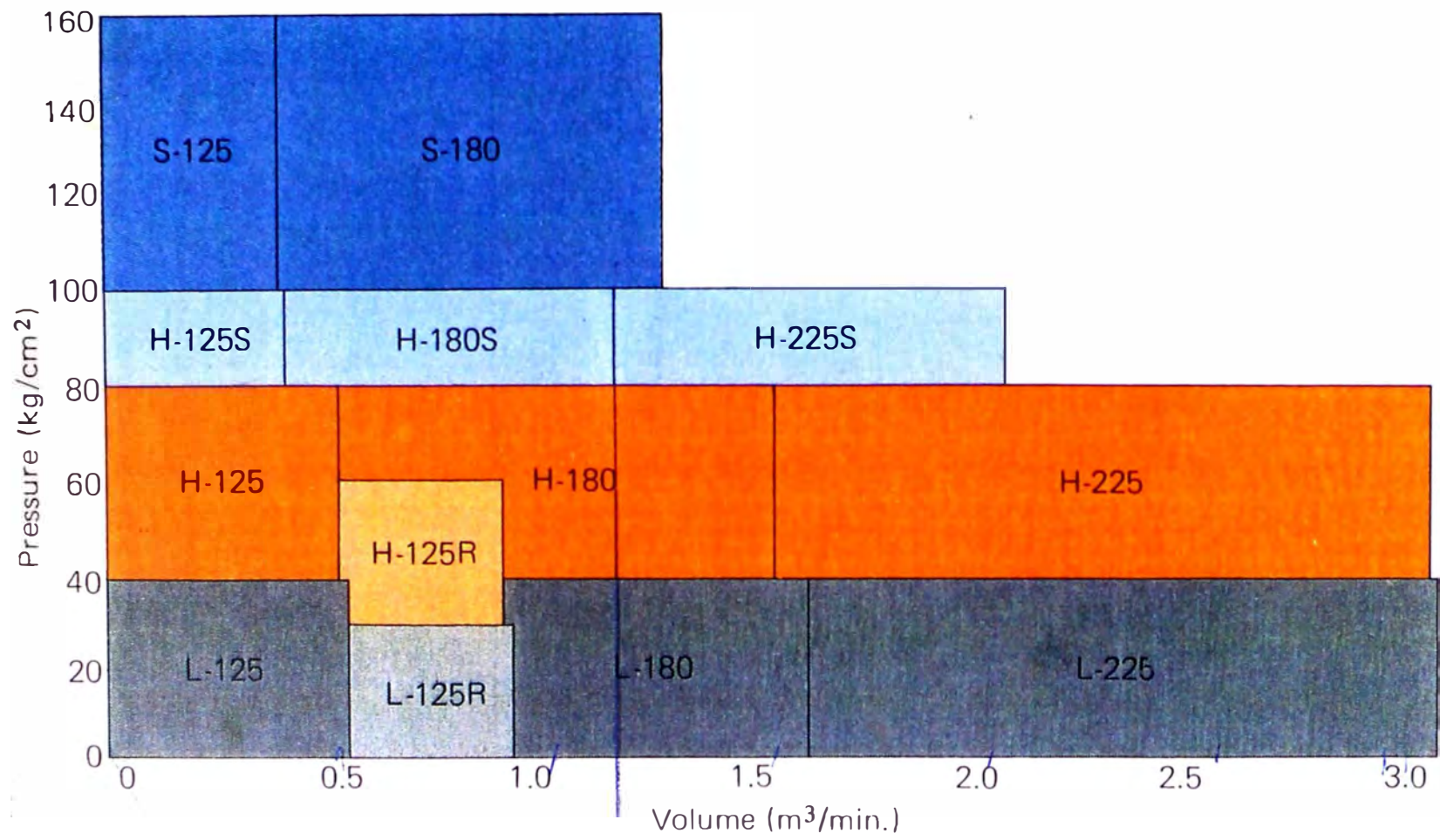
↑ Pump specification

- (|) Discharge pressure; 80kg/cm²
- (|) Discharge volume; 3.0m³/min
- (|) Operating hour; 7200hr/year
- (|) Material to be handled; Abrasive mine slurry



⌚ Cost comparison in U.S.\$ in F.O.B. base

Item	MARS PUMP	Conventional pump
() Initial cost (without motor)	167,000	127,000
() Running cost in a year	31,400	51,000 or over
Parts for cylinder section:	200	17,000
Valve parts in valve box	25,000	25,000
Special cost	Turbine oil 200	Flushing energy 1000
Patrol or operator cost including replacing man-cost of parts	Patrol 6,000	Patrol or operator 8,000 or over



Notes:
 L: Low pressure type
 H: High pressure type
 L-R: High speed low pressure type
 H-R: High speed high pressure type
 H-S: Higher pressure type
 S: Special pressure type

5.17.1 VELOCIDAD DE FLUJO (V).- Se debe de tener en cuenta dos consideraciones importantes para seleccionar la velocidad de flujo:

A) Velocidad crítica de deposición (V_{cd}).- Debe producir la suficiente turbulencia para mantener las partículas sólidas en suspensión, esta velocidad se podrá calcular con la formula de DURAN Y CONDOLIOS:

$$V_{cd} = F1 \sqrt{(2 G D (S_s - 1))} \quad \text{Mts/seg}$$

Donde:

F1 = Factor adimensional, que es función de la concentración de las partículas sólidas en volumen

G = Aceleración de la gravedad (9.8 mts/seg)

D = Diámetro de la tubería en mts.

S_s = Gravedad específica de los sólidos

B) Velocidad de mínima pérdida (V_o).- Es aquella que minimiza las pérdidas de carga debido a la fricción. Se calcula con la sgte ecuación:

$$V_o = 3.43 C_v^{1/3} \cos B^{1/3} \sqrt{\left(\frac{G D (S_s - 1)}{f C_d} \right)} \quad \text{mts/seg}$$

Donde:

C_v : Concentración de los sólidos en volumen

B : Inclinación de la tubería con respecto a la horizontal

C_d : Coeficiente de arrastre (0.44)

5.17.2 DIAMETRO DE TUBERIA (D).- De las expresiones anteriores se concluye que la determinación del diámetro es un proceso iterativo, pudiendo hacerse un primer tanteo con la siguiente ecuación:

$$D = \frac{0.0153 P_H^{0.4} C_d^{0.1}}{(C_v \cos B)^{0.53} S_s^{0.4} (S_s - 1)^{0.2}}$$

Donde:

P_H = Toneladas por hora de material sólido

D = Diámetro de tubería (mts)

Finalmente el diámetro de la tubería será aquel que permita una velocidad para lo cual:

$$V = (V_{cd} + 0.3) \quad \text{mts/seg}$$

$$V = \frac{4Q}{\pi D^2}$$

Donde:

Q = Caudal de la tubería (m³/seg)

V = Velocidad del flujo (mts/seg)

5.17.3 PERDIDAS DE PRESION.- Las pérdidas de presión serán en general debido a los siguientes factores:

A) Pérdida de carga del fluido portante(hf)

El fluido portante generalmente es el agua, según Hazen and Williams Tenemos:

$$hf = f_w \frac{LV^2}{2GD} S_w \quad (\text{Mts de agua})$$

Donde:

f_w = Coeficiente de fricción del agua, obtenida del diagrama de Moody

L = Longitud de la tubería (mts)

V = Velocidad del flujo (mts/seg)

B) Necesidad de mantener los sólidos en suspensión (hs)

Para un transporte óptimo de la pulpa, es necesario mantener la fase sólida en suspensión, evitando la sedimentación a lo largo de la tubería, y para lograr este propósito debemos de darle a la pulpa una energía Adicional:

$$hs = f_w \left(80 C_v \left(\frac{GD(S_w - 1)^{1.5}}{V^2 C_d^{0.5}} \right) \right) \frac{LV^2}{2GD} S_w \quad (\text{Mts Agua})$$

Donde:

S_w = Gravedad específica de la pulpa

C_d = Coeficiente de arrastre, el valor exacto puede determinarse haciendo uso de los nomogramas de Adam Zanker, siendo su valores promedio de 0.44

C) Al peso de la columna de la pulpa (hw)

Esta dado por:

$$hw = L S_w \quad (\text{mts } h_2o)$$

Si las tuberías están inclinadas β° con respecto a la horizontal, la expresión general de la pérdida de carga total (h_{ff}) será como sigue:

$$h_{ff} = h_f + h_s \cos \beta^\circ + h_w \sin \beta^\circ \quad (\text{mts. } h_2O) \quad \text{Flujo arriba}$$

$$h_{ff} = h_f + h_s \cos \beta^\circ - h_w \sin \beta^\circ \quad (\text{mts. } h_2O) \quad \text{Flujo abajo}$$

Si las tuberías son horizontales:

$$h_{ff} = h_f + h_s \quad (\text{mts. } h_2O)$$

Si las tuberías son verticales:

$$h_{ff} = h_f + h_w \quad (\text{mts. } h_2O) \quad \text{Flujo ascendente (arriba)}$$

$$h_{ff} = h_f - h_w \quad (\text{mts. } h_2O) \quad \text{Flujo descendente (abajo)}$$

5.17.4 ALTURA MANOMETRICA DE LA INSTALACION (H_{MAN})

Estará dada por la suma de la altura geodésica más la altura dinámica ó de perdida de carga.

Esta altura se obtiene aplicando la ecuación de **bernoulli** entre el punto inicial(carga) y el punto final (descarga).

$$H_{MAN} = h_{ff} + \Delta Z \quad (\text{mts. } h_2O)$$

Donde:

ΔZ = Diferencia de cota(punto de carga y punto de descarga)

5.17.5 POTENCIA DE LA(S) BOMBA(S).- La potencia de la bomba requerida para una instalación está dada por la siguiente ecuación:

$$\text{Pot} = \frac{P_w Q H_{MAN} G}{n}$$

Donde:

Pot = Potencia de la bomba (watts)

Q = Caudal de trabajo de la bomba(m^3/seg)

Pw = Densidad del agua ($1,000 \text{ kgs}/m^3$)

n = Eficiencia

5.17.6 CAMBIOS DE DIRECCION DEL FLUJO: FUERZAS QUE ACTUAN SOBRE UN CODO; ANCLAJES

El teorema del impulso ó de la cantidad de movimiento junto con la ecuación de continuidad y el teorema de bernoulli, son las tres ecuaciones básicas en la resolución de problemas de mecánica de fluidos.

A) Ecuacion de continuidad : $Q = V A$

B) Ecuacion de bernoulli : $\left(\frac{P}{\rho G}\right) + Z + \left(\frac{V^2}{2G}\right) = \text{Constante}$

C) Ecuacion de la cantidad de movimiento: Para la deducción del teorema del impulso ó de la cantidad de movimiento, tomaremos una porción aislada de un tubo de corriente comprendida entre dos secciones de control 1 y 2 (ver figura 5.17.6 - A), según ello tenemos:

F = Fuerza resultante

F_p = Fuerza de reacción

19 La Segunda Ley de Newton expresada vectorialmente dice:

$$F = M \left(\frac{dv}{dt} \right)$$

Que es equivalente a las tres ecuaciones cartesianas:

$$F_x = M \left(\frac{dv_x}{dt} \right)$$

$$F_y = M \left(\frac{dv_y}{dt} \right)$$

$$F_z = M \left(\frac{dv_z}{dt} \right)$$

Para una partícula:

$$df_x = M \left(\frac{dv_x}{dt} \right) = dQ \frac{dv_x}{dt} = \int dQ \frac{dv_x}{dt}$$

Donde:

df_x = Resultante según el eje x de todas fuerzas que actúan sobre la partícula.

FIGURA: 5.17.6- A: CAMBIOS DE DIRECCION DEL FLUJO

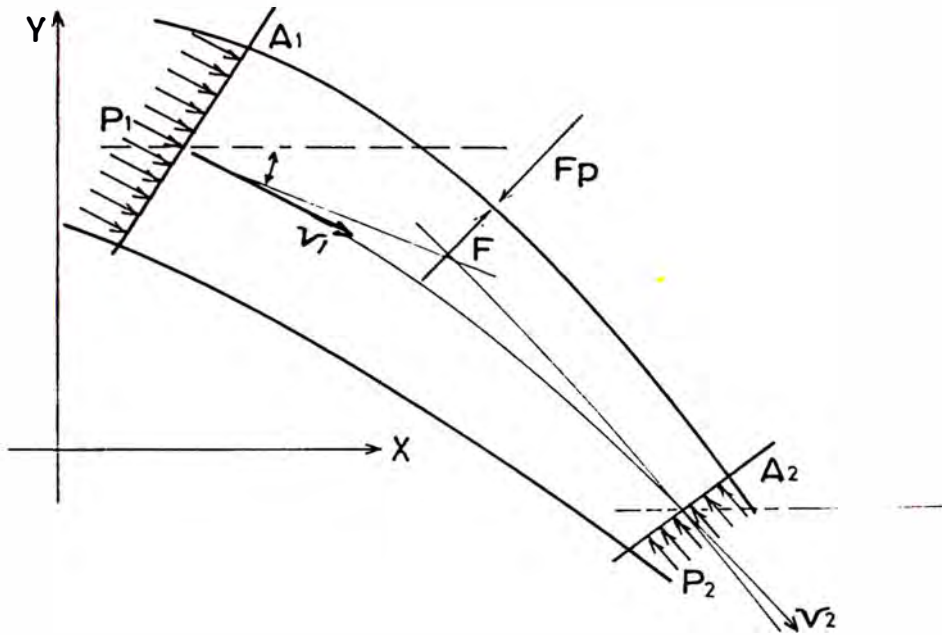
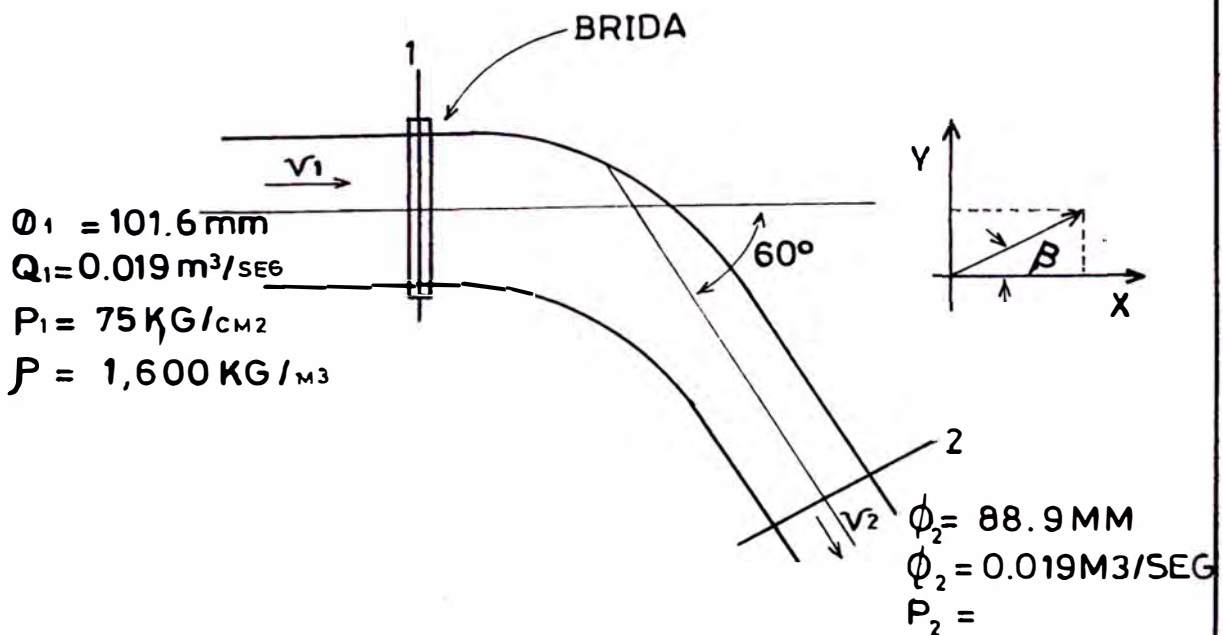


FIGURA: 5.17.6 - B: FUERZAS SOBRE UN CODO



$$\begin{aligned}
 M &= \int (dQ dt) \\
 df_x &= \int dQ dv_x && \text{EJE X} \\
 df_y &= \int dQ dv_y && \text{EJE Y} \\
 df_z &= \int dQ dv_z && \text{EJE Z}
 \end{aligned}$$

2º Integrando estas últimas ecuaciones diferenciales para cada eje tenemos (la integración es a lo largo de todo el filamento de corriente desde la sección 1 a la sección 2, donde $\rho = \text{cte}$ (fluido incomprensible), y de $dQ = \text{Cte}$ (movimiento permanente))

$$\int_1^2 df_x = \rho dQ \int_1^2 dv_x = \rho dQ (V_{x2} - V_{x1})$$

Donde:

$\int df_x$ = resultante según el eje x de todas las fuerzas que actúan sobre todas las partículas del filamento.

Expresión práctica del teorema de la cantidad de movimiento:

$$\begin{aligned}
 F_x &= \rho Q (V_{x2} - V_{x1}) \\
 F_y &= \rho Q (V_{y2} - V_{y1}) \\
 F_z &= \rho Q (V_{z2} - V_{z1}) \\
 &(\text{Régimen uniforme en las secciones 1 y 2}) \\
 &\text{o vectorialmente:}
 \end{aligned}$$

$$F = \rho Q \Delta V$$

Donde:

$F (F_x, F_y, F_z)$ = Resultante de todas las fuerzas exteriores que se ejercen sobre el fluido aislado (limitado por el tubo de corriente y dos secciones de control convenientemente escogidas) esta resultante incluye también las fuerzas de viscosidad que las paredes de tubo ejercen sobre el fluido aislado.

$V (V_x, V_y, V_z)$ = Velocidad media de la corriente en la sección respectiva.

donde : ρ = densidad de pulpa que se transporta
FUERZA SOBRE UN CODO.- El fluido, al cambiar en un codo su cantidad de movimiento, está sometido a un sistema de fuerzas cuya resultante viene dada por la ecuación vectorial $F = \rho Q \Delta V$, según la 3ra Ley de Newton (ó principio de acción y reacción) el fluido reacciona contra el conducto con una fuerza igual y de sentido contrario. El calculo previo de esta última fuerza(reacción) es necesario, por ejemplo, para el proyecto de los anclajes de la tubería forzada que conduce el agua desde el embalse a las turbinas en una estación hidroeléctrica.

En el transporte hidráulico de sólidos (en forma de pulpas) por tuberías, también debemos de considerar el valor resultante de esta fuerza para así diseñar los anclajes a lo largo de la red donde se tiene cambios en la dirección del flujo, solo así se evitará someter a esfuerzos de tensión a la tubería, de lo contrario ocasionará problemas a la red.

Ejemplo característico: Ver la figura 5.17.6 - B

¿ Calcular la fuerza sobre el codo ? $F = R = ??$

1° Calculemos la presión en la sección 2
 Bernoulli entre 1 y 2 ; siendo $Z_1 = Z_2 = 0$
 $\Delta R = 0$

$$P_1 + \rho(V_1^2/2) = P_2 + \rho(V_2^2/2)$$

Siendo:

$$Q = 0.019 \text{ m}^3/\text{seg}$$

$$V_1 = 4 Q / (\pi D_1^2) = 2.3430 \text{ mts/seg}$$

$$V_2 = 4 Q / (\pi D_2^2) = 3.0609 \text{ mts/seg}$$

Y Por tanto:

$$P_2 = P_1 - (\rho/2) * (V_2^2 - V_1^2)$$

$$P_2 = 75 - (1,600/2) * (3.061^2 - 2.343^2) * 1.0197 * 10^5 \text{ Kg/cm}^2$$

$$P_2 = 74.968 \text{ Kgs/cm}^2$$

2° Resolviendo en forma analítica:

Según el teorema de la cantidad de movimiento, la resultante F de todas las fuerzas que actúan sobre el fluido, y que obligan a variar la cantidad de movimiento será:

$$F_x = QJ(V_{2x} - V_x) = 0.019 * 1600 * (3.0609 * \cos 60^\circ - 2.343)$$

$$F_x = -2.519 \text{ kgs}$$

$$F_y = QJ(V_{2y} - V_y) = 0.019 * 1600 * (-3.0609 * \cos 30^\circ - 0)$$

$$F_y = -80.585 \text{ Newton} * 0.10197 \text{ kgs/newton} = -8.217 \text{ kgs}$$

Llamemos R' (R'_x, R'_y) a la fuerza que el codo ejerce sobre el fluido, luego tendremos:

$$F_x = P_1 * A_1 - P_2 * A_2 * \cos 60^\circ + R'_x$$

$$F_y = P_2 * A_2 * \cos 30^\circ + R'_y$$

Despejando:

$$R'_x = -2.519 - 75 * 3.1416 * (10.162/2)^2 + 74.968 * 3.1416 * (8.89^2/4) * \cos 60^\circ$$

$$R'_x = -3,756.323 \text{ kgs}$$

$$R'_y = -8.217 - (74.968 * 3.1416 * 8.89^2/4) * \cos 30^\circ$$

$$R'_y = 4,038.179 \text{ kgs}$$

Entonces:

$$R' (-3,756.323, -4,038.179)$$

La fuerza R que buscamos es la que el fluido ejerce sobre el codo y por lo tanto será igual a $-R'$ y sus componentes serán por consiguiente:

$$R_x = 3,756.32 \text{ kgs}$$

$$R_y = 4,038.18 \text{ kgs}$$

Luego:

$$R = (R_x^2 + R_y^2)^{0.5} = 5,515.15 \text{ Kgs}$$

$$\theta = \text{ARC TAN}(R_y/R_x) = 47.07^\circ$$

32 Resolviendo con el polígono vectorial en un codo:

graficando el polígono vectorial de fuerzas de un codo tenemos(ver figura 5.17.6 - C):

Donde:

F_p = Resultante de todas las fuerzas de presión de la pared que actúan sobre la masa " M " de la corriente, esta fuerza es desconocida en magnitud y dirección.

F = Fuerza de reacción correspondiente a la acción

$$\text{de } F_p \quad F_p - F = 0$$

Del polígono (fig. 5.17.6 - C) tenemos (caso general):

$$F_x = A_1 P_1 \cos \alpha_1 + Q \rho V_1 \cos \alpha_1 - A_2 P_2 \cos \alpha_2 - Q \rho V_2 \cos \alpha_2$$

$$F_y = -A_1 P_1 \sin \alpha_1 - Q \rho V_1 \sin \alpha_1 + A_2 P_2 \sin \alpha_2 + Q \rho V_2 \sin \alpha_2$$

Ambas ecuaciones se pueden reorganizar reuniendo las componentes de fuerzas debido a la presión estática del fluido, y a las fuerzas de la presión dinámica del fluido en movimiento, y tenemos:

$$F_x = A_1 P_1 \cos \alpha_1 - A_2 P_2 \cos \alpha_2 + Q \rho (V_1 \cos \alpha_1 - V_2 \cos \alpha_2)$$

$$F_y = A_2 P_2 \sin \alpha_2 - A_1 P_1 \sin \alpha_1 - Q \rho (V_1 \sin \alpha_1 - V_2 \sin \alpha_2)$$

$$F = (F_x^2 + F_y^2)^{0.5}$$

$$\text{TAN } B = F_y / F_x$$

Para el ejemplo:

$$\alpha_1 = 0^\circ ; \alpha_2 = 60^\circ ; A_1 = 81.07 \text{ cm}^2 ; A_2 = 62.07 \text{ cm}^2$$

$$P_1 = 75 \text{ kgs/cm}^2 ; P_2 = 74.968 \text{ kgs/cm}^2 ; Q = 0.019 \text{ m}^3 / \text{seg}$$

$$V_1 = 2.343 \text{ mts/seg} ; V_2 = 3.0609 \text{ mts/seg} ; \rho = 1,600 \text{ kgs/m}^3$$

$$F_x = 81.07 * 75 - 62.07 * 74.968 \cos 60^\circ + 0.019 * 1,600 * (2.343 - 3.0609 \cos 60^\circ)$$

$$F_x = 6,080.25 - 2326.63 + 0.019 * 1,600 * (2.343 - 3.0609 \cos 60^\circ) * 0.1197$$

$$F_x = 3,756.14 \text{ kgs}$$

$$F_y = 62.07 * 74.968 * \sin 60^\circ - 0.019 * 1,600 * (0 - 3.0609 * \sin 60^\circ) * 0.10197$$

$$F_y = 4,038.06 \text{ kgs}$$

$$F = (3,756.14^2 + 4,038.06^2)^{0.5} = 5,514.93 \text{ kgs}$$

$$F = 5,514.93 \text{ kgs}$$

$$B = \text{ARC TAN } (4,038.06 / 3,756.14)$$

$$B = 47.07^\circ$$

OBSERVACION = 0.10197 Kgs/Newton (Factor de conversión)

Uno de los factores importantes en el diseño de la red de tuberías, para el transporte hidráulica de sólidos, es la de cuantificar en magnitud y dirección la fuerza que se origina en los codos ante el cambio de dirección del flujo; esta fuerza tiene que ser contrarrestada con anclajes especiales (dependiendo del valor de la fuerza) evitando de esta manera someter a la tubería a fuerzas de tensión.

Para el ejemplo tenemos (ver figura 5.17.6 - D)

5.17.7 ESPESOR DE LA TUBERIA (t). - Para evaluar el espesor de trabajo de la tubería de acero se utiliza la siguiente fórmula:

$$t = (P * D / (2 f) + C \quad (\text{mm})$$

Donde:

P = Presión de trabajo en la tubería (kgs/cm²)

D = Diámetro de la tubería (mm)

f = Esfuerzo límite, se puede considerar igual al 70% del esfuerzo de tracción (kgs/cm²) ver tabla.

C = Espesor adicional por efecto de corrosión y desgaste, se suele considerar 0.051 mm por año de vida de tuberías

En el caso de tuberías de plástico, la presión máxima que puede soportar la tubería será:

$$P = (2 T') / (R - 1)$$

$$R = (D + T) / T$$

Donde:

T' = Esfuerzo de tracción del plástico

5.17.8 TUBERIAS - ESPECIFICACIONES TECNICAS

La tubería es el conducto por el cual circulará la pulpa desde la planta de bombeo hacia la mina.

A) TUBERIA FIJA. - Es la que compone la(s) línea(s) principal(es) del circuito del relleno hidráulica desde la salida de la bomba hasta los tajeos, pudiendo ser revestidos interiormente o no.

FIGURA 5.17.6-D: FUERZAS SOBRE UN CODO SOLUCION

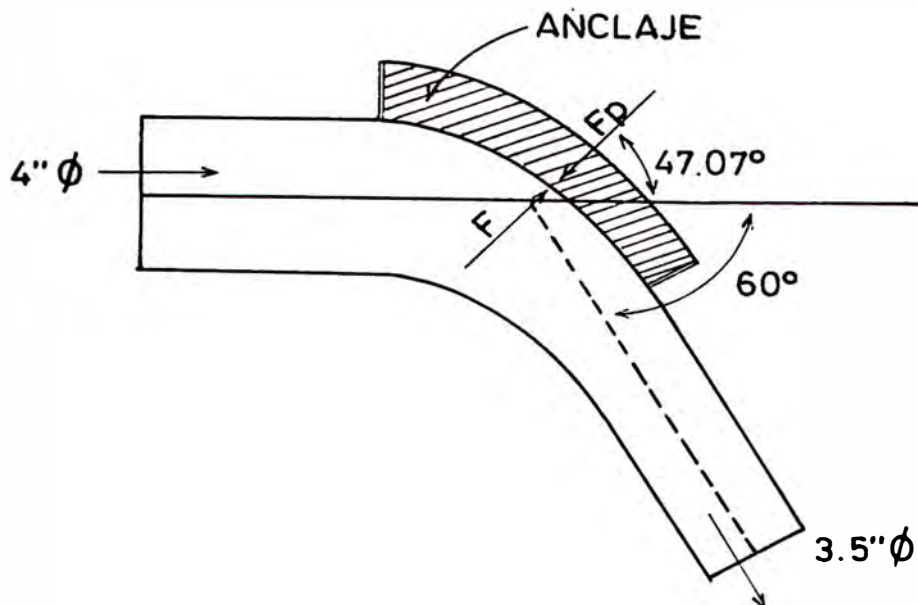
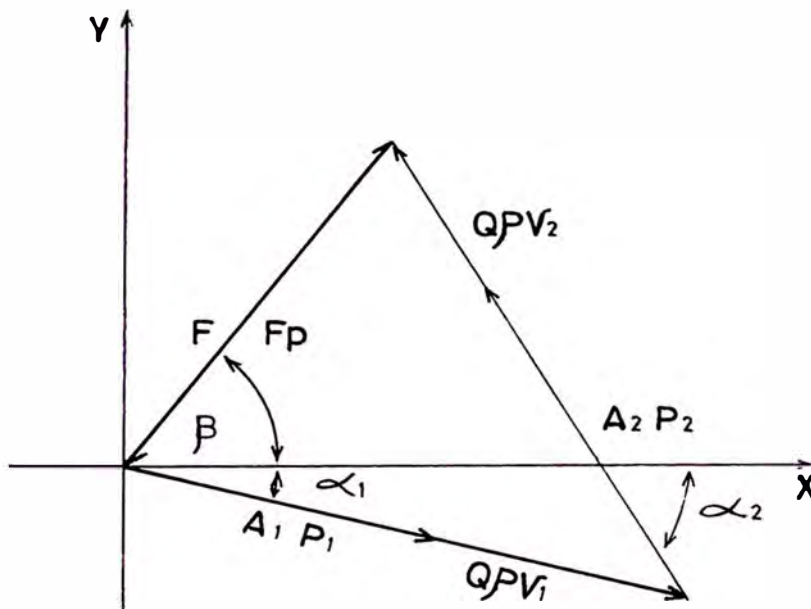


FIGURA 5.17.6-C: SOLUCION VECTORIAL.



El desgaste por abrasión en las tuberías varía de un punto a otro de la línea, existen dos alternativas:

A.1. Se instala toda la línea con tubería revestida interiormente, lo que implica una inversión inicial bastante fuerte, pero permite eliminar la mano de obra en el mantenimiento de la línea.

A.2. Se instala toda la línea de acero y se sustituye esta con una tubería revestida en los puntos de desgaste elevado en función de las necesidades.

Las uniones pueden ser bridas ó uniones vitaulic. Los enlaces por bridas son más difíciles y necesitan de mas tiempo que las uniones por acoplamiento vitaulic este último procedimiento es más utilizado bajo las tres formas siguientes:

1. Abrazadores tipo 77 y tubos ranurados.- La ranura tiene el inconveniente de disminuir el espesor utilizable
2. Abrazadores tipo 99 y tubos con extremidades aisladas.- El inconveniente es el costo de la unión
3. Los abrazadores tipo 77 y tubos con respaldo soldado

Si se trata de tubería con revestimiento interior se puede utilizar indistintamente la unión con brida ó la unión vitaulic.

Las tuberías con revestimiento interior se utilizan principalmente cuando las partículas sólidas a transportar son angulosas, gruesas, y puntiagudas, las cuales producen un gran desgaste por abrasión. Cuando el material a transportar contiene una gran proporción de lamas tienden a lubricar las paredes de las tuberías de tal forma que las partículas gruesas no tocan las paredes de la tubería. Sin embargo, es necesario remover las lamas excesivas del material de relleno puesto en el tajeo para que pueda drenar convenientemente y no forme un núcleo interior barroso.

TABLA N° 5.1

TUBERIAS DE ACERO PARA TRANSPORTE DE PULPAS

MATERIAL	ESPECIFICACION	ESFUERZO LIMITE(f)	
		KG/cm ²	PSI
Inoxidable	ASTM A-182-304	1,120	16,000
Al carbono	ASTM A-53-GA	1,120	16,000
Al carbono	ASTM A-106-GB	1,140	20,000
Al carbono	API 5LX-X52	1,640	23,500
Al carbono	API-5LX-X60	1,920	27,100

MATERIAL ESPECIFICACION TABLA N° 5.2

TUBERIAS DE ACERO FORRADOS PARA TRANSPORTE DE PULPAS

FORRO	ESPEJOR DEL FORO	APLICACION	OBSERVACIONES
CEMENTO	1/8" a 1/4"	Pulpas altamente abrasivas y corrosivas.	Uniones Soldadas
CAUCHO	1/8" a 1/4"	Pulpas altamente abrasivas y corrosivas.	Larga vida, uniones embriadas ó acoplamiento vitaulic
PLASTICOS PE, PVC, PPL	1/16", 1/8", 1/4"	Pulpas abrasivas y corrosivas	Larga vida, uniones embriadas o acoplamiento vitaulic

Presion de trabajo 142.2 PSI = 10 kg/cm²

PVC Polyvinyl chloride

PE Polythylene

PPL Polypropylene

B) TUBERIA FLEXIBLE.- En el tajeo mismo, conviene que la tubería de llegada del relleno sea flexible sobre los últimos metros, dependiendo el largo de las dimensiones del tajeo. Este elemento flexible permite, en el curso del relleno del tajeo, desplazar el punto de llegada y mejorar así su cohesión. La razón es la sgte: en la proximidad del punto de llegada se acumulan los productos más gruesos y más densos, mientras lejos de éste, pueden formarse "charcos" donde se acumulan los productos finos.

No es recomendable utilizar relleno completamente desprovistos de elementos finos, siendo conveniente desplazar el punto de llegada del relleno de tal manera que cada punto del tajeo sea lugar de sedimentación de gruesos y finos.

C) TUBERIAS ATORADAS.- Aquellas tuberías que por cualquier motivo se oturen pueden ser abiertas de la siguiente manera:

C.1. Para tuberías verticales, se abre la parte inferior de la tubería vertical y la arena caerá por acción de la gravedad. Si la arena se ha compactado, puede ser lavada introduciendo por la parte inferior una tubería pequeña.

C.2. Para tuberías horizontales, la línea puede ser desacoplada en longitudes de 30 mts, inyectándose luego una cierta cantidad de agua para limpiarla. lo importante es no permitir que el agua percole en la arena que atore la tubería. a medida que el agua es retenida en la arena, permanecerá al borde de la fluidez y puede ser forzada a salir introduciendo más agua.

5.17.9 ABRASION

Con la finalidad de minimizar el desgaste por abrasión, se recomienda:

- Evitar trabajar con partículas extremadamente gruesos.
- Incrementar la concentración de los sólidos con partículas finas.
- Cada cierto tiempo, girar las tuberías 90° para uniformizar el desgaste en toda la sección y prolongar la vida de la tubería (el desgaste se acentúa en la parte inferior)

- Considerar un espesor adicional en los cálculos por efectos de desgaste. Se recomienda 0.6 mm por año .
- Emplear tuberías con revestimiento interior de caucho plástico.
- Si la presión de trabajo es menor de 10kgs/cm², usar tuberías de polietileno.
- Existe una diferencia fácilmente apreciable entre la duración de las tuberías alimentadas con relave cicloneando desde la planta de R/H, Siendo estas últimas gastadas con mayor rapidez. El desgaste de las tuberías es función de su ubicación; fácilmente se entiende que un tubo colocado en un tramo horizontal se gastará más rápidamente que un tubo colocado en un tramo vertical, si es que ambos son del mismo material.
- El desgaste de las tuberías es función del perfil hidráulico, ya que si se trabaja con tubería parcialmente lleno es probable que los tramos verticales se gasten por lo menos 10 veces más rápido que los tramos horizontales.
- El desgaste de un tubo es independiente de la presión ejercida sobre sus paredes ya que esta es hecha por el líquido portante y no por las partículas sólidas.

5.17.10 CORROSION EXTERNA

El método más frecuente es el de la "Protección Catódica", que consiste en colocar a las tuberías en contacto eléctrico con un metal de potencial superior, de este modo, el metal más activo desempeña el papel de ánodo. En esencia el conjunto constituye una celda galvánica, cuyo cátodo es el metal más susceptible a la corrosión. Los metales empleados como ánodo de sacrificio son el Zn y magnesio.

5.17.11 CORROSION INTERNA

La corrosión que ocurre en las tuberías que transportan pulpas es del tipo electrolítico, con la finalidad de proteger a las tuberías se recomienda:

- Usar inhibidores (sustancias químicas), el tipo y la proporción será establecida por análisis de laboratorio.
- Mantener la pulpa con un PH alto.
- Considerar espesor adicional por efecto de corrosión 0.025 a 0.075 mm por año.

**TABLA 5.3
ANODOS UTILIZADOS**

MATERIAL	DENSIDAD DE CORROSION PARA ANODO (Amp/m²)	CONSUMO DEL ANODO Kg/Amp./Año
Fierro y Chatarra	5.5	7-9
Fierro Silicio(14%)	40	0.45-0.90
Grafito	20	0.9
Aleación de Pb(2% Ag)	500	0.09
Pt y Ti/Pt	10,000	0.0001
Pb 2% Ag + Ti/Pt	10,000	0.02
Anodo de magnetita	90	0.0015

5.17.12 VALVULAS

Las válvulas utilizadas en el transporte de pulpas son del tipo de flujo completo, debido a que una obstrucción del flujo puede causar la deposición de la fase sólida y eventualmente inducir a un atoro de la tubería. Este tipo de válvula es utilizada en dos posiciones:

- A) Completamente cerrada.
- B) Completamente abierta.

Las válvulas reguladoras son utilizadas ocasionalmente para la ramificación del flujo y para disipar la energía, estas válvulas son diseñadas para flujos suaves bajo cambio de velocidades que generan el efecto venturi.

TABLA 5.4
VALVULAS USADAS EN LAS INSTALACIONES DE TRANSPORTE DE PULPAS

TIPO	VALVULA DE TAPON CONICA CILINDRICA		DIAFRAGMA TIPO DE PINCH	
	Tamaño	3/9" - 24"	3/8" - 24"	1/2" - 24"
Rango de Presión (Kg/cm)	Hasta 28.6	Hasta 28.6	Hasta 53.6	Hasta 35.7
Rango de T° (en °C)	-40 +120	-40 +120	-45 +260	-35 +176
Materiales de construcción:	Latón	Latón	Latón	Latón
	Bronce	Bronce	Bronce	Bronce
	Aluminio	Aluminio	Fierro	Fierro
Función primaria:	Fierro	Fierro	Acero	Acero
	Cierre	Cierre	Control	Control
	Apertura	Apertura	de Flujo	de Flujo

Se recomienda el empleo de las válvulas tipo " Pinch " por tener revestimiento de caucho ó material sintético que minimiza el desgaste.

5.17.13 PREPARACION Y TRANSPORTE DE PULPAS

Antes que el material de relleno sea transportado a la mina, éste debe ser mezclado con agua en una planta de preparación, lo cual controla la calidad de la pulpa. Las principales funciones de una planta de preparación son las de regular el volumen ó velocidad, controlar la densidad de pulpa, homogenizar la pulpa y regular el contenido de lamas.

El equipo necesario en una planta de preparación de pulpas incluye espesadores, clasificadores, hidrociclones y acondicionadores. El transporte de la pulpa desde la planta de preparación hasta la mina puede hacerse por diferentes medios, pudiendo ser por gravedad, por medio de tuberías, taladros y sistemas de bombeo ó una combinación de estos. El sistema ha utilizarse está determinado por los requerimientos de tonelaje, características físicas de las pulpas, la

razón de sedimentación y la abrasividad de las partículas sólidas.

5.17.14 PREPARACION DEL TAJEO A RELLENARSE

El proceso de preparación del tajeo a rellenarse consiste en las siguientes etapas:

1.- Antes de dar inicio al relleno de un tajeo, debemos levantar las tolvas, caminos, tapones y/o diques de madera, colocando en lo posible los rajados o tablas horizontalmente (perpendicular) a los postes, con una luz máxima de 5" entre tabla y tabla para evitar que el poroso forme bolsas con el relleno y mínimo de 3" para permitir un buen filtrado (decantación) del agua. Es necesario que los compartimientos (diques) o cortinas de madera tengan sus ángulos (patas de gallo) de madera redonda y de un diámetro mínimo de 5" para evitar volteos y fugas de relleno.

2.- En los tajeos que se van a rellenar por primera vez (sobre el relleno convencional), se debe chequear la "igualada" en la superficie del piso del tajeo para eliminar las "aristas" o filos cortantes cachorreando o plasteando los "bancos", enterrándolos y tapándolos con el fino existente. Este trabajo se puede realizar con lampa o cualquier otro equipo que se tenga disponible y deberá efectuarse una sola vez en toda la vida del tajeo salvo que se tenga problemas de escape y fuga, en cuyo caso habría que tenderse de nuevo el poroso en todo el tajeo (tipo cubeta) después de haber rellenado un determinado número de pisos del tajeo.

3.- En los tajeos por rellenar por primera vez (encima del relleno detrítico-convencional) el tendido de la tela poroso (polipropileno) debe ser "total" y de una sola pieza para cubrir toda el área por rellenar, es decir el piso, las paredes (cajas) y las tolvas-camino, así como de los diques, teniendo presente que el poroso debe ser cocido con la máquina cosedora eléctrica, la costura será con hilo nylon, por ser este sintético y difícil de corroer, también se puede usar las agujas

tipo arriero con los mismos hilos y no coser con clavos, el tendido colocado no debe estar muy templado para permitir que el poroso se acomode a la forma del tajeo.

4.- Al empezar el relleno del tajeo deberá hacerse por una tolva, relleno primero todo el contorno aproximadamente hasta la altura de 3 pies y luego se pasa a las otras tolvas y compartimientos, canaletas de drenaje y muros en forma sucesiva para hacer lo mismo: la manguera debe irse moviendo por todo el tajeo y el agua debe salir por "DECANTACION" (Rebose), y además por percolación "filtrado".

5.- Se debe tener cuidado durante el proceso del relleno en el tajeo que la manguera debe mantenerse "sobre" el nivel de la carga para evitar que quede sepultada en el relleno y por consiguiente causar sobre presión a la bomba y originando un posible atoramiento en la tubería. No hacer ángulos con la manguera al momento de jalar la manguera para no tener incidencia de atoramiento.

6.- Así mismo se deberá tener especial cuidado cuando se vea golpes ó pulsaciones en la salida de la manguera de relleno, lo que esta indicando que las bombas están succionando aire, debiendo tomar las medidas del caso.

7.- La tela yute ó poroso debe tener una buena resistencia mecánica y una capacidad de filtración suficiente. En muchas minas se utiliza el yute de 7.5 onzas, aunque también es común emplear los de 10 y 12 onzas, siendo cosido o clavado al entablado.

En la mina Huarón se ha realizado diferentes pruebas para observar la cantidad de finos que dejan pasar determinado tipo de yute y se ha encontrado lo siguiente:

De 5-6% de material (menos 0.01mm) que contenía un relleno, el yute de 7.5 onzas permitió pasar 100gr. con un determinado volumen de agua. Mientras un yute de 10 onzas sólo dejaba pasar 8gr. sin embargo este tipo de yute se atoraba mucho más rápido.

5.17.15 COSTOS EN UN SISTEMA DE RELLENO HIDRAULICO

En general el costo unitario de un sistema de relleno hidr ulica disminuye si se tiene:

- Grandes vol menes de relleno.
- Un m nimo uso de madera.
- Manipuleo por gravedad.
- Relaves de planta concentradora
- Profundidades y distancias reducidas.

Los costos de un sistema de relleno hidr ulica incluyen: mano de obra, suministros y materiales, inversi n por equipo, mantenimiento y consumo de energ a.

En el costo por mano de obra se incluyen: planta en superficie, operaci n, control de tuber a, preparaci n en el tajeo, operaci n de relleno en el tajeo y mantenimiento. Los materiales comprenden: yute, pl stico, clavos, alambre, floculantes, etc.

En inversi n de equipos se incluyen el costo del equipo, instalaci n, mantenimiento y otros. Lo principal se da en la planta de preparaci n en superficie y el equipo requerido para transportar la pulpa a los tajeos.

Para una inversi n en la instalaci n de un sistema de relleno hidr ulico se deben considera los siguientes costos:

A) MATERIALES Y EQUIPOS (INVERSION)

- Bombas y motores el ctricos
- Hidrociclones
- Acondicionadores de densidad de pulpa.
- Tuber as
- Accesorios de tuber a: uniones victaulic, codos, v lvulas, tees, tuber as auxiliares, polietileno, mangueras, etc.
- Tel fono y cables telef nicos
- Cemento para cimentaciones (Bases)
- Materiales para casa de bombas (madera, calamina, etc).

B) COSTOS DE INSTALACION

Instalación de la base de concreto de la bomba
Instalación de líneas de tubería
Instalación de tanques de agua, tolvas de
gruesos acondicionadores, etc.
Instalación de la línea telefónica

C) COSTOS DE OPERACION

Depreciación de la inversión
Mantenimiento
Mano de obra
Materiales de relleno (yute, plástico, madera,
hilo nylon, clavos, canaletas, etc)
Energía
Otros

CAPITULO VI

ESTUDIO Y OPTIMIZACION DEL RELLENO HIDRAULICO ACTUAL EN LAS OPERACIONES DE MINADO DE LA SECCION Nº 3

6.1 COMENTARIO

En este capítulo se expone en forma resumida todas las variables técnicas que identifican al relave general, planta de clasificación del relave, y el comportamiento del relleno en el tajeo (In-Situ), de otro lado también se plantea la optimización de algunas operaciones unitarias, en el sistema de relleno hidráulico actual en la mina Atacocha.

6.2 CALIDAD DEL MATERIAL DE RELLENO

A continuación se muestran los resultados de los ensayos realizados a nivel de laboratorio del material de relave y relleno, se denomina relave al material que sale de la planta concentradora el que es clasificado por un hidrociclón, separándose el material grueso que será utilizado como relleno y los finos se depositarán en la cancha de relaves.

6.2.1 COMPOSICION MINERALOGICA APROXIMADA

A continuación se muestra los resultados del análisis minerográfico del relave, después de haber sido sometido a las pruebas del cicloneo:

DESCRIPCION	ALIM. CICLON	OVER FLOW	UNDER FLOW
	% PESO	% PESO	% PESO
GALENA	0.3	0.1	0.4
ESFALERITA	0.8	0.7	0.6
PIRITA	17.2	11.4	17.8
SILICATOS	44.3	55.0	49.0
CALCITA	35.9	35.6	31.0
OTROS	1.5	1.2	1.2
TOTAL	100.00	100.00	100.0

Dureza : Rango 5.5 - 6.0 Relave altamente abrasivo

6.2.2 ANALISIS GRANULOMETRICO

Una de las variables importantes y de una magnitud de primer orden, en una planta de recuperación de sólidos para ser utilizados en el relleno de aberturas subterráneas (Relleno Hidráulico), es sin duda el análisis granulométrico.

Mediante el análisis granulométrico se cuantifica la cantidad y calidad de un relave que puede ser utilizado como relleno hidráulico.

A continuación se muestran cuatro análisis granulométricos realizados en diferentes fechas en la planta de relleno hidráulico que se encuentra en la localidad de Chicrín.

A.- Análisis Granulométrico : Tabla 6.1

Resultado de un análisis de 24 análisis granulométricos realizados en el segundo semestre de 1,980.

2 Hidrociclones : KREBS D15B - 854; \varnothing 15"; APEX 1½" \varnothing ; VORTEX 6" \varnothing ; caudal 144 m³/hr

- Presión del flujo de entrada al hidrociclón 30 PSI
- Recuperación de gruesos : 75.37 %

B.- Análisis Granulométrico : Tabla 6.3

- Realizado en octubre de 1,982. Por INCITEMI (hoy INGEMMET)

2 Hidrociclones : KREBS D15B - 854; \varnothing 15"; APEX 1½" \varnothing ; VORTEX 6" \varnothing , caudal 144 m³/hr

- Presión del Flujo de entrada al hidrociclón 20 PSI
- Recuperación de gruesos: 70.622 %

C.- Análisis Granulométrico: Tabla 6.4

- Realizado en noviembre de 1,991
- 2 Hidrociclones : KREBS D15B - 854; \varnothing 15"; APEX 1½" \varnothing ; VORTEX 6" \varnothing , caudal 144 m³/hr
- Presión del flujo de entrada : 20 PSI
- Recuperación de gruesos : 70.97 %

D.- Análisis Granulométrico Tabla 6.5

- Realizada en Abril 1.987
- 2 Hidrociclones KREBS D15B - 854; \varnothing 15"; APEX 1½" \varnothing ; VORTEX 6" \varnothing , caudal 144m³/hr

- Presión del flujo de entrada al hidrociclón: 15 PSI
- Recuperación de Gruesos : 62.767 %

De lo anterior se puede concluir por teoría y experiencia práctica que la recuperación de gruesos es función de : presión de trabajo del ciclón (es) y el diámetro del APEX, entre otros.

6.2.3 GRAVEDAD ESPECIFICA DE LOS SOLIDOS

Para determinar la gravedad específica del relave general, UNDER y OVER FLOW; se hace uso del principio de arquímedes, cuyos resultados se muestran en la tabla 6.2

6.2.4 COEFICIENTE DE UNIFORMIDAD (Cu)

Graficando la curva granulométrica (Tabla 6.4) obtenemos el grafico 6.7 de donde se deduce:

TIPO DE RELAVE :	d ₅₀	d ₁₀	C _u
RELAVE GENERAL :	135 M	12 M	11.25
UNDER FLOW (RELLENO HIDRAULICO):	210 M	44 M	4.77

M = MICRONES

6.2.5 DIAMETRO EFECTIVO

Del grafico 6.6 (curva granulométrica tabla 6.4) se obtiene:

- A. Diámetro efectivo del relave General:
d₁₀ = 0.012 mm (12 Micrones)
- B. Diámetro efectivo del relleno (UNDER-FLOW)
d₁₀ = 0.044 mm (44 micrones)

6.2.6 VELOCIDAD DE PERCOLACION(V_p)

Se calcula de dos formas: Con material suelto y con material compactado

- A. Con material Suelto : Se calcula mediante la ecuación A.1. Con relave General

$$V_p = (d_{10} * \frac{6}{100})^2 \text{ (cm/hr); } d_{10} = \text{ en micrones}$$

TABLA Nro. 6.1

ANALISIS GRANULOMETRICO DE LOS DIFERENTES PRODUCTOS
DEL SISTEMA DE HIDROCICLONES

MALLA		RELAVE GENERAL			UNDER - FLOW			OVER - FLOW		
U.S. No.	ABERTURA (MM)	%	% ACUMULADO RETENIDO	% PASSING	%	% ACUMULADO RETENIDO	% PASSING	%	% ACUMULADO RETENIDO	% PASSING
30	589	6.07	6.07	93.93	8.17	8.17	91.83	0.15	0.15	99.85
40	416	6.37	12.44	87.56	7.62	15.79	84.21	0.25	0.40	99.60
60	250	16.66	29.10	70.90	21.81	37.60	62.40	0.40	0.80	99.20
100	149	9.86	38.96	61.04	12.53	50.13	49.87	0.47	1.27	98.73
140	105	10.18	44.14	55.86	15.92	60.05	33.95	0.46	1.73	98.27
200	74	6.49	55.63	44.37	11.31	77.36	22.64	0.73	2.46	97.54
-200	74	44.37	100	—	22.64	100	—	97.54	100	—

TABLA Nro. 6.2

GRAVEDAD ESPECIFICA DE LOS SOLIDOS

PESO DE LA MUESTRA (Gramos)	RELAVE GENERAL		UNDER - FLOW		OVER - FLOW	
	VOLUMEN DESPLAZADO (C.C.)	GRAVEDAD ESPECIFICA	VOLUMEN DESPLAZADO (C.C.)	GRAVEDAD ESPECIFICA	VOLUMEN DESPLAZADO (C.C.)	GRAVEDAD ESPECIFICA
70	22.58	3.10	22.95	3.05	23.97	2.92
120	40.67	2.95	39.09	3.07	41.38	2.90
150	46.87	3.20	47.62	3.15	50.85	2.95
210	70.47	2.98	55.62	3.20	71.43	2.94
250	85.91	2.91	76.92	3.25	87.72	2.85
300	95.24	3.15	96.77	3.10	101.35	2.96
400	133.33	3.00	129.87	3.08	141.84	2.82
PROMEDIO		3.0414	3.1286		2.9057	

TABLA Nro. 6.3

ANALISIS GRANULOMETRICO DEL SISTEMA DE HIDROCICLONES

(Estudio Experimental de Relleno Hidráulico en la Mina Atacocha)

AUTOR : INCITEMI - 1982

MALLA		RELAVE GENERAL			UNDER - FLOW			OVER - FLOW		
A.S.T.M.	ABERTURA MICRONES	%	% (+)	% (-)	%	% (+)	% (-)	%	% (+)	% (-)
50	297	15.00	15.00	85.00	20.10	20.10	79.90	0.20	0.20	99.80
60	250	9.30	24.30	75.70	12.90	33.00	67.00	0.10	0.30	99.70
100	149	15.60	39.90	60.10	22.50	55.50	44.50	0.60	0.90	99.10
140	105	9.70	49.60	50.40	14.70	70.20	29.80	1.00	1.90	98.10
200	74	7.80	57.40	42.60	11.40	81.60	18.40	2.90	4.80	95.20
325	44	8.30	65.70	34.30	8.30	89.90	10.10	10.10	14.90	85.10
30 MIC	30	7.00	72.70	27.30	2.10	92.00	8.00	17.60	32.50	67.50
- 30 MIC	30	27.30	100	—	8.00	100	—	67.50	100	—

TABLA Nro. 6.4

**ANALISIS GRANULOMETRICO DE LOS DIFERENTES PRODUCTOS
DEL SISTEMA DE HIDROCICLONES**

(Planta de Relleno Hidráulico - Noviembre 1981)

MALLA		RELAVE GENERAL			UNDER - FLOW			OVER - FLOW		
A.S.T.M.	ABERTURA MICRONES	%	% (+)	% (-)	%	% (+)	% (-)	%	% (+)	% (-)
30	589	5.20	5.20	94.80	10.60	10.60	89.40	0.20	0.20	99.80
60	250	17.20	22.40	77.60	21.40	32.00	68.00	0.10	0.30	99.70
80	200	8.00	30.40	69.60	9.60	41.60	58.40	0.10	0.40	99.60
100	149	4.90	35.30	64.70	8.60	50.20	49.80	0.30	0.70	99.30
140	105	8.90	44.20	55.80	11.40	61.60	38.40	0.40	1.10	98.90
200	74	6.20	50.40	49.60	8.80	70.40	29.60	0.40	1.50	98.50
- 200	74	49.60	100	---	29.60	100	---	98.50	100	---

TABLA Nro. 6.5

ANALISIS GRANULOMETRICO DE LOS DIFERENTES PRODUCTOS DEL SISTEMA DE HIDROCICLONES

(Planta de Relleno Hidráulico - Abril 1987)

MALLA		RELAVE GENERAL			UNDER - FLOW			OVER - FLOW		
A.S.T.M.	ABERTURA MICRONES	%	% (+)	% (-)	%	% (+)	% (-)	%	% (+)	% (-)
10	1600	0.00	0.00	0.00	0.40	0.40	99.60	0.00	0.00	100.00
30	589	15.00	15.00	98.50	3.80	4.20	95.80	0.00	0.00	100.00
40	416	6.30	7.80	92.20	7.20	11.40	88.60	0.20	0.20	99.80
60	250	13.80	21.60	78.40	20.80	32.20	67.80	0.40	0.60	99.40
100	149	16.40	38.00	62.00	29.00	61.20	38.80	1.00	1.60	98.40
140	105	11.60	49.60	50.40	19.00	80.20	19.80	4.80	6.40	93.60
- 200	74	9.60	59.20	40.80	11.60	91.80	8.20	8.60	15.00	85.00
200	74	40.80	100	—	8.20	100	—	85.00	100	—

T A B L A N r o. 6.6

**DENSIDAD DE PULPA DE LOS DIFERENTES PRODUCTOS
DEL SISTEMA DE HIDROCICLONES**

RELAVE GENERAL		DESCARGA SUPERIOR		DESCARGA INFERIOR	
ALIMENTACION CICLON		DEL CICLON		DEL CICLON	
1,180	GRS / Lt	1,095	GRS / Lt	2,040	GRS / Lt
1,200	GRS / Lt	1,100	GRS / Lt	2,050	GRS / Lt
1,200	GRS / Lt	1,100	GRS / Lt	2,010	GRS / Lt
1,195	GRS / Lt	1,100	GRS / Lt	2,430	GRS / Lt
1,188	GRS / Lt	1,140	GRS / Lt	1,816	GRS / Lt
1,160	GRS / Lt	1,080	GRS / Lt	1,925	GRS / Lt
1,170	GRS / Lt	1,080	GRS / Lt	1,880	GRS / Lt
1,250	GRS / Lt	1,050	GRS / Lt	2,050	GRS / Lt
1,260	GRS / Lt	1,125	GRS / Lt	2,110	GRS / Lt
1,270	GRS / Lt	1,130	GRS / Lt	2,150	GRS / Lt
1,220	GRS / Lt	1,110	GRS / Lt	2,160	GRS / Lt
1,265	GRS / Lt	1,130	GRS / Lt	2,090	GRS / Lt
1,294	GRS / Lt	1,128	GRS / Lt	2,100	GRS / Lt
1,230	GRS / Lt	1,075	GRS / Lt	2,040	GRS / Lt
1,270	GRS / Lt	1,140	GRS / Lt	2,120	GRS / Lt
1,250	GRS / Lt	1,130	GRS / Lt	2,070	GRS / Lt
1,260	GRS / Lt	1,130	GRS / Lt	2,090	GRS / Lt
1,260	GRS / Lt	1,110	GRS / Lt	2,120	GRS / Lt
1,240	GRS / Lt	1,100	GRS / Lt	2,110	GRS / Lt
1,270	GRS / Lt	1,130	GRS / Lt	2,090	GRS / Lt
1,260	GRS / Lt	1,120	GRS / Lt	2,030	GRS / Lt
1,230	GRS / Lt	1,130	GRS / Lt	2,110	GRS / Lt
1,260	GRS / Lt	1,190	GRS / Lt	2,100	GRS / Lt
1,234	GRS / Lt	1,114.04	GRS / Lt	2,073.52	GRS / Lt

FIGURA 6.6 : PRUEBA DE VELOCIDAD DE PERCOLACION

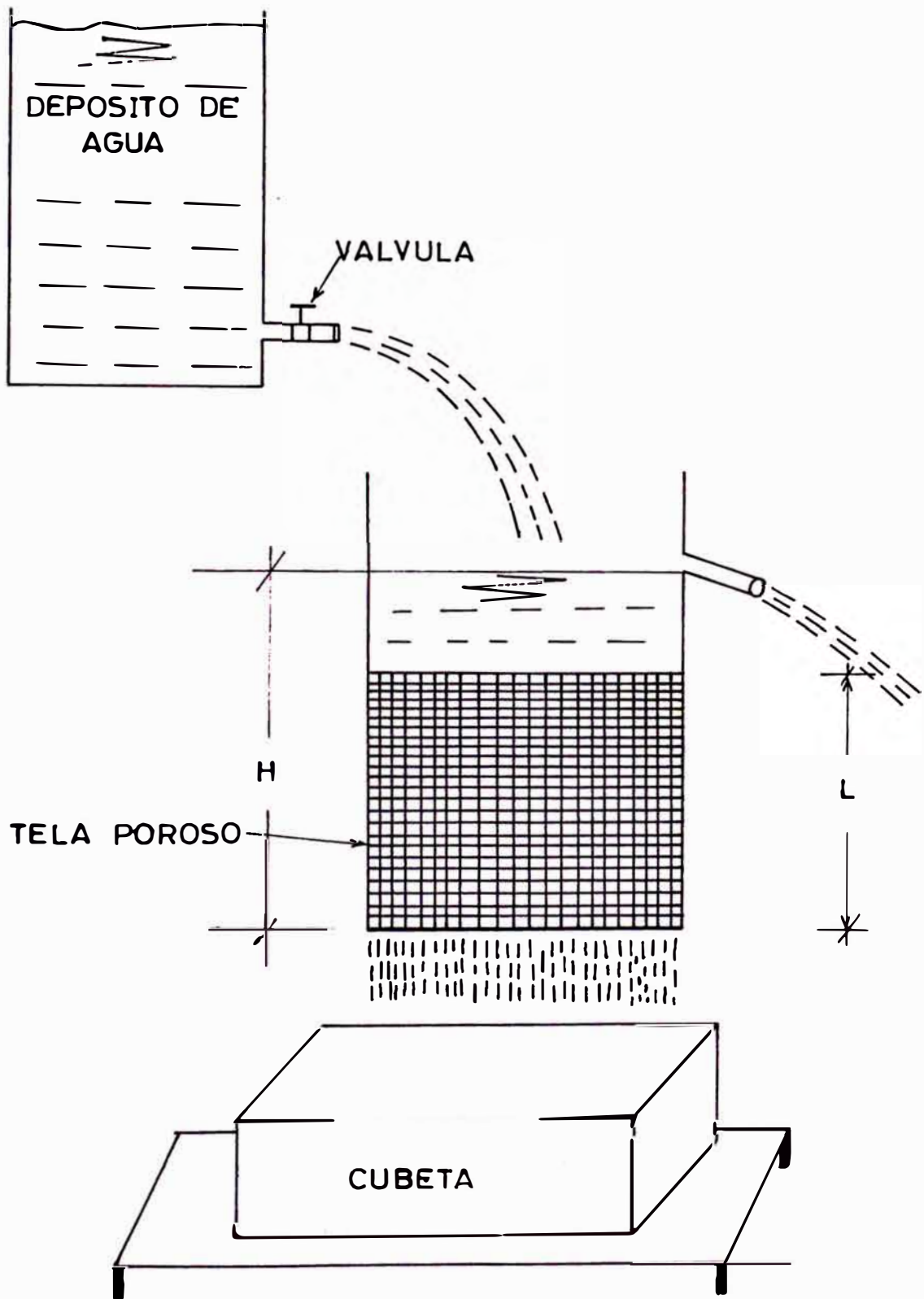


GRAFICO 6.7 :

CURVA GRANULOMETRICA
TAMANO DE PARTICULAS EN MICRONES

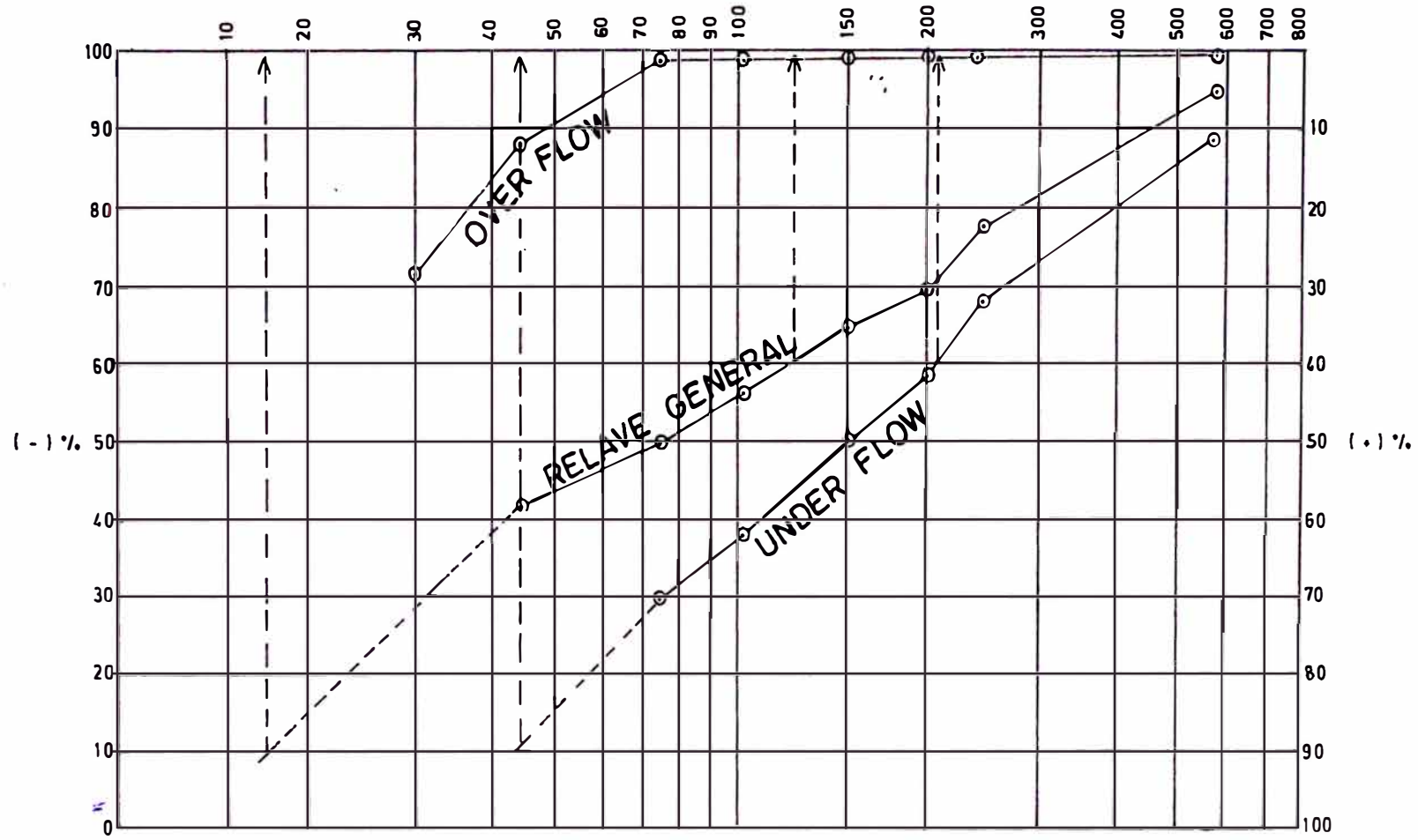
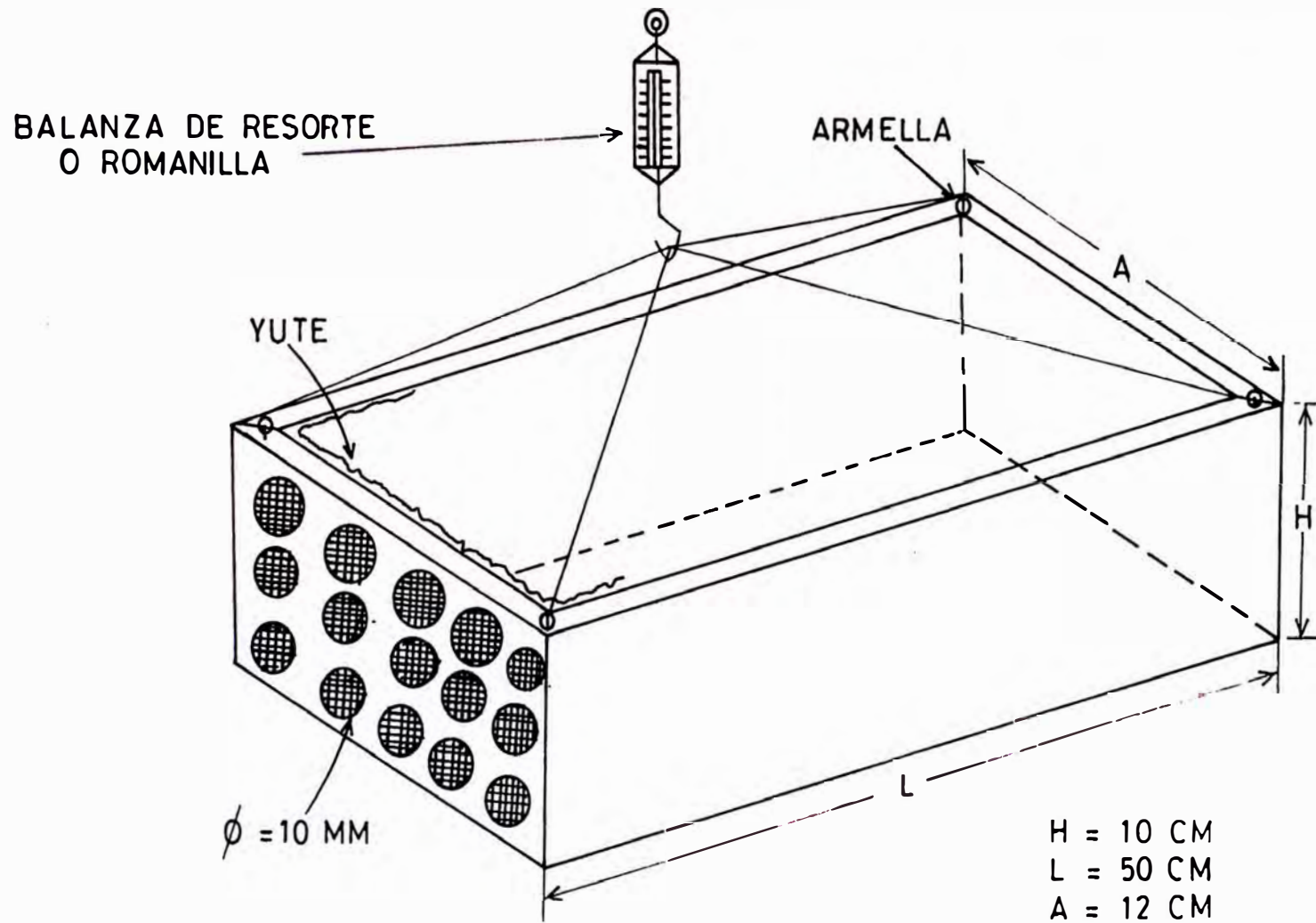


FIGURA 6.8 : DISPOSITIVO PARA MEDIR LA DENSIDAD DE UN RELLENO



$$V_p = (12 * \frac{6}{100})^2 = 0.52 \quad \text{cm/hr}$$

A.2. Relleno Hidráulico (UNDER - FLOW)

$$V_p = (44 * \frac{6}{100})^2 = 7.0 \quad \text{cm/hr}$$

$$4 \text{ cm/hr} < V_p \text{ óptimo} \leq 10 \text{ cm/hr}$$

B.- Con material compactado : Se obtiene mediante una prueba de laboratorio realizado por INCITEMI (1982) en la planta de relleno.

% Sólidos (UNDER-FLOW)	= 55.36%
Gravedad específica sólidos	= 3.0428 grs/cm ³
Densidad del UNDER-FLOW	= 1.6 grs/cm ³
Volúmen del dispositivo	= 4,052 cm ³
Peso Total del material (U/F)	= 4,052 * 1.6 = 6,483.2 grs
Peso de muestra Seca	= 6,483.2 * 0.5586
	= 3,621.515 grs

Peso y volúmen del agua requerido	= 6,483.2 * 0.4414
	= 2861.684 grs ó cm ³

Peso y volúmen del agua que pasó (Agua de la pulpa U/F)	= 1,697.107 grs ó cm ³
Volúmen muestra seca + 2,861.684	= 4,052 cm ³
Volúmen muestra seca	= 1,190.316 cm ³
Volúmen del agua que queda	= 1,164.577 cm ³
Volúmen muestra húmeda	= 2,354.893 cm ³
Altura : H	= 50 cms
Area : A	= 81.04 cm ²
L =(Volúmen de muestra percolada Humeda)/Area	

$$L = \frac{2,354.893 \text{ cm}^3}{81.04 \text{ cm}^2} = 29.058 \text{ cms}$$

Ahora haremos pasar un determinado volumen de agua a través del volumen de muestra húmeda que tiene un área de 81.04 cm³ y una altura de 29.058 cms, el tiempo que demore en fluir todo el volumen de agua y ser recuperado en la cubeta de la parte inferior será controlado, según

ello tenemos:

Volumen de agua limpia que debe percolar = 1,623 cm³

Tiempo de Percolación = 60 minutos = 1 Hora

Caudal = Q = 1,623 cm³/hr

Luego Aplicando la Formula de Darcy:

$$\psi = (Q * L) / (A * H)$$

$$\frac{1,623 * 29.058}{81.04 * 50.0} = 11.64 \text{ cms/hr}$$

6.2.7 DENSIDAD DE PULPA

Las densidades de los diferentes productos en el sistema de hidrociclones se muestran en la tabla 6.7, cuyos promedios son:

A.- Relave General	1.234	grs/lt
B.- Over Flow	1.114	
C.- Under Flow	2,073.5	

6.2.8 VARIACION DE LA DENSIDAD A TRAVES DEL TIEMPO O DENSIDAD RELATIVA IN-SITU DE UN RELLENO

El material de relleno por el hecho de estar conformado por innumerables partículas de diferentes tamaños y formas irregulares, al momento de cambiar de su estado de pulpa al de un cuerpo granular estable, sus partículas quedan ordenadas adoptando una posición tal, que entre ellos existen los espacios interparticulares en los que permanecen atrapados pequeñas porciones de aire ó agua.

Para este tipo de material, la relación entre un determinado peso y su volúmen respectivo que ocupa, se conoce como densidad relativa ó densidad IN-SITU del relleno. Por otro lado, la gravedad específica del material viene a ser la relación entre el peso promedio de los sólidos y su volúmen respectivo.

Ambas relaciones de los solidos y su volúmen respectivo. Ambas relaciones serían iguales si el relleno es un material no poroso ó compactado, y su composición química permanezca constante.

Para determinar experimentalmente la densidad relativa ó densidad IN-SITU, se utilizó como dispositivo del

experimento un cajón de madera tal como se ilustra en la figura 6.8, de dimensiones proporcionales a los tajeos de la mina. Una de las caras tiene 15 orificios (1 cm de \varnothing c/u), el cajón está protegido internamente con yute semejante al usado en el tajeo.

El cajón no se debe llenar hasta el borde sino hasta una marca determinada.

TABLA 6.6
DENSIDAD DE PULPA DE LOS DIFERENTES PRODUCTOS EN EL SISTEMA DE HIDROCICLONES.

RELAVE GENERAL ALIMENTACION CICLON	DESCARGA SUPERIOR DEL CICLON	DESCARGA INFERIOR DEL CICLON
1,180 grs/lt	1,095 grs/lt	2,040 grs/lt
1,200 "	1,100 "	2,050 "
1,200 "	1,100 "	2,010 "
1,195 "	1,100 "	2,430 "
1,188 "	1,140 "	1,816 "
1,160 "	1,080 "	1,925 "
1,170 "	1,080 "	1,880 "
1,250 "	1,050 "	2,050 "
1,260 "	1,125 "	2,110 "
1,270 "	1,130 "	2,150 "
1,220 "	1,110 "	2,160 "
1,275 "	1,130 "	2,090 "
1,294 "	1,128 "	2,100 "
1,230 "	1,075 "	2,040 "
1,270 "	1,140 "	2,120 "
1,250 "	1,130 "	2,070 "
1,260 "	1,130 "	2,090 "
1,260 "	1,110 "	2,120 "
1,240 "	1,110 "	2,110 "
1,270 "	1,130 "	2,090 "
1,260 "	1,120 "	2,030 "
1,230 "	1,130 "	2,110 "
1,260 "	1,190 "	2,100 "

PROMEDIO: 1,234 grs/lt 1,114.04 grs/lt 2,073.52 grs/lt

En el borde superior, el cajón está previsto de 4 armellas de las cuales se suspende el cajon vacío, llenando a continuación este con material de relleno hidráulico (Under Flow), al mismo tiempo se mide la altura de llenado y se pesa con una balanza de resorte,

para luego calcular la densidad relativa correspondiente.

A continuacion y a diferentes intervalos de tiempo se volvió a pesar y medir las nuevas alturas de llenado hallándose la densidad relativa en cada caso. Al comienzo se observó una disminucion rápida de peso y altura, haciendose lenta con el transcurso del tiempo, hasta que el peso y volumen permanecen constantes, de esta manera se determinó la densidad relativa ó densidad IN-SITU del relleno.

$$\text{DENSIDAD IN-SITU} = \frac{(\text{peso total} - \text{peso cajón vacío})}{(\text{volumen de relleno})}$$

PRUEBA EXPERIMENTAL PARA MEDIR LA DENSIDAD RELATIVA DEL RELLENO

TIEMPO O EDAD	PESO MUESTRA	ALTURA LLENADO	AREA SECCION	VOLUMEN MUESTRA	DENSIDAD IN-SITU
(hrs)	(grs)	(mm)	(cm ²)	(cm ³)	(grs/cm ³)
0.0	7,550	78.75	600	4,725	1.598
0.5	6,925	70.00	600	4,200	1.649
1.0	6,013	60.00	600	3,600	1.670
8.0	5,988	58.75	600	3,525	1.699
24.0	5,925	55.00	600	3,300	1.795
48.0	5,678	47.50	600	2,849	1.991
72.0	5,675	47.50	600	2,823	2.010
96.0	5,675	47.50	600	2,823	2.010
120.0	5,675	47.50	600	2,823	2.010

DENSIDAD IN-SITU DEL RELLENO ESTABILIZADO EN : 2,010 grs/lt

El suave descenso de la densidad, posiblemente se debe a reacciones químicas de los sólidos con el agua y aire, con formaciones de productos solubles que se extraen con el agua y/o productos gaseosos que se diluyen en el aire; ambas reacciones reducen el peso del relleno sin que necesariamente se reduzca el volumen.

6.2.9 RAZON DE POROS MAXIMA (DENSIDAD MINIMA)

Manteniendo una proporción directa, la razón de poros con el volumen de los mismos, cuando $R_{pmáx}$, el material contiene un volumen máximo de poros, lo que significa, que la muestra de relleno deberá encontrarse en un

estado completamente seco y suelto (fluido); al aumentar el volúmen de la muestra igualmente se hace máxima, originando la densidad mínima del relleno. Debido al estado de sequedad del material, $RH = 0$, por consiguiente:

$$R_{p\text{máx}} = \left(\frac{S_s}{d_{\text{MIN}}} \right) - 1$$

Con el arreglo de la figura 6.9, se obtiene los datos para calcular la densidad mínima.

Peso de muestra seca = 1,966.59 grs

$$d_{\text{MIN}} = (1,966.59 \text{ grs} / 1,400 \text{ cm}^3) = 1.40 \text{ grs/cm}^3$$

Por lo tanto:

$$R_{p\text{máx}} = \frac{3.1286}{1.40} - 1$$

$$R_{p\text{máx}} = 1.235 \text{ (UNDER-FLOW)}$$

$$d_{\text{MIN}} = 1.40 \text{ (UNDER-FLOW)}$$

6.2.10 RAZON DE POROS MINIMA (DENSIDAD MAXIMA)

La razón de poros guarda una relación inversa con la densidad de un relleno, por ende, para una razón de poros mínima, corresponde una densidad máxima.

Un relleno alcanzará su densidad máxima reduciendo hasta un límite mínimo el volúmen ocupado por sus poros, lo que implica que el material adquirirá su estado mas compacto.

La densidad previamente se determinará con el dispositivo mostrado en la figura 6.10.

Con una muestra se ha obtenido los siguientes resultados:

Peso del Agua = 209.88 grs

Peso de muestra Seca = 1,129 grs

Peso de muestra Húmeda = 1,338.88 grs

Volúmen mínimo de muestra Húmeda = 565.5 cm³

$RH = (209.88 / 1,129) = 18.5 \%$

$d_{\text{máx}} = (1,338.88 \text{ grs} / 565.5 \text{ cm}^3) = 2.367 \text{ grs/cm}^3$

Luego se determina la RP mínima:

$$RP_{\text{mín}} = \frac{S_s}{d_{\text{máx}}} (RH + 1) - 1$$

$$RP_{\text{mín}} = \frac{3.1286}{2.367} (0.185 + 1) - 1$$

$$RP_{\text{mín}} = 0.566 \quad (\text{UNDER-FLOW})$$

$$d_{\text{máx}} = 2.367 \quad (\text{UNDER-FLOW})$$

En el método que se utiliza para determinar la densidad máxima, se utiliza el compactador Proctor (Fig.6.10). El procedimiento de operación standart es como sigue:

- Se empalman las dos piezas del molde
- Se llenan aproximadamente una tercera parte del molde con la muestra.
- Se coloca el cilindro del martillo sobre la superficie de la muestra y levantando el martillo hasta el tope y se le deja caer 25 veces.
Se llena el segundo tercio del molde y se le vuelve a golpear 25 veces, e igualmente con el tercer tercio.
Se desengancha la pieza superior del molde y se corta el relleno al raz con una hoja afilada.
- Se pesa la parte inferior del molde con el relleno y como se conoce el peso del molde vacío, se calcula el peso neto del relleno compactado.
Se realiza el experimento con diferentes porcentajes de humedades del material hasta obtener la densidad máxima.

6.2.11 RAZON DE POROS REAL (RP)

La razón de poros real, es aquella que corresponde a su estado natural del relleno (IN-SITU) en el tajeo, y se determina con la siguiente fórmula:

$$RP = \frac{S_s}{d_{\text{real}}} (RH + 1) - 1$$

FIGURA 6.9 : ARREGLO PARA DETERMINAR LA DENSIDAD MINIMA DE UN RELLENO

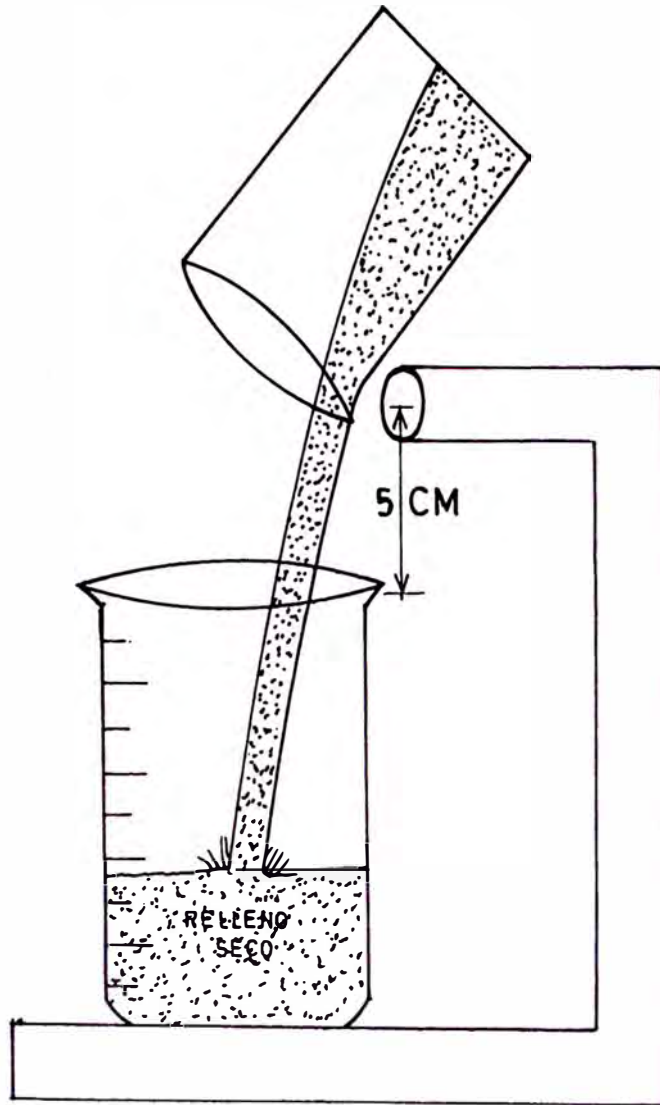


FIGURA 6.10 : ARREGLO PARA DETERMINAR LA DENSIDAD MAXIMA DE UN RELLENO

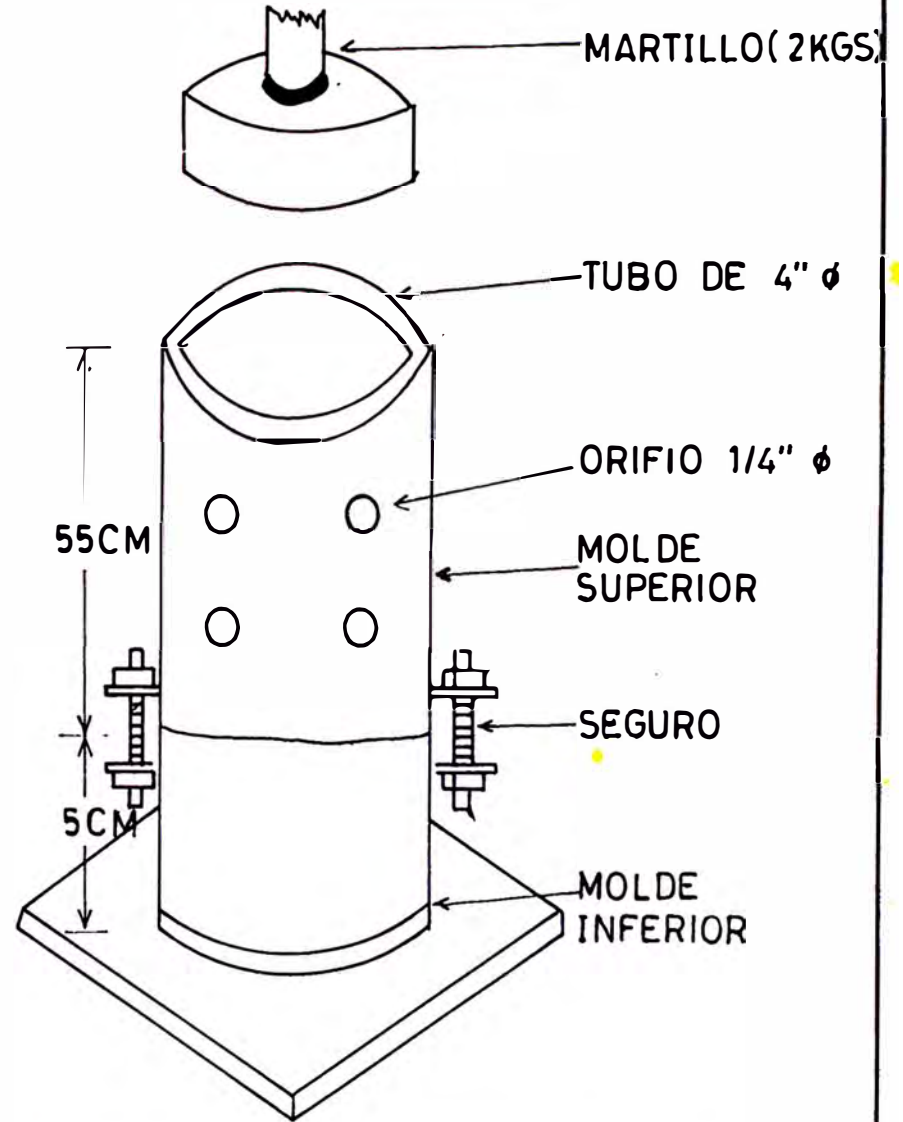


FIGURA: 6.11 REPRESENTACION GRAFICA DE LA DENSIDAD RELATIVA DE UN RELLENO.

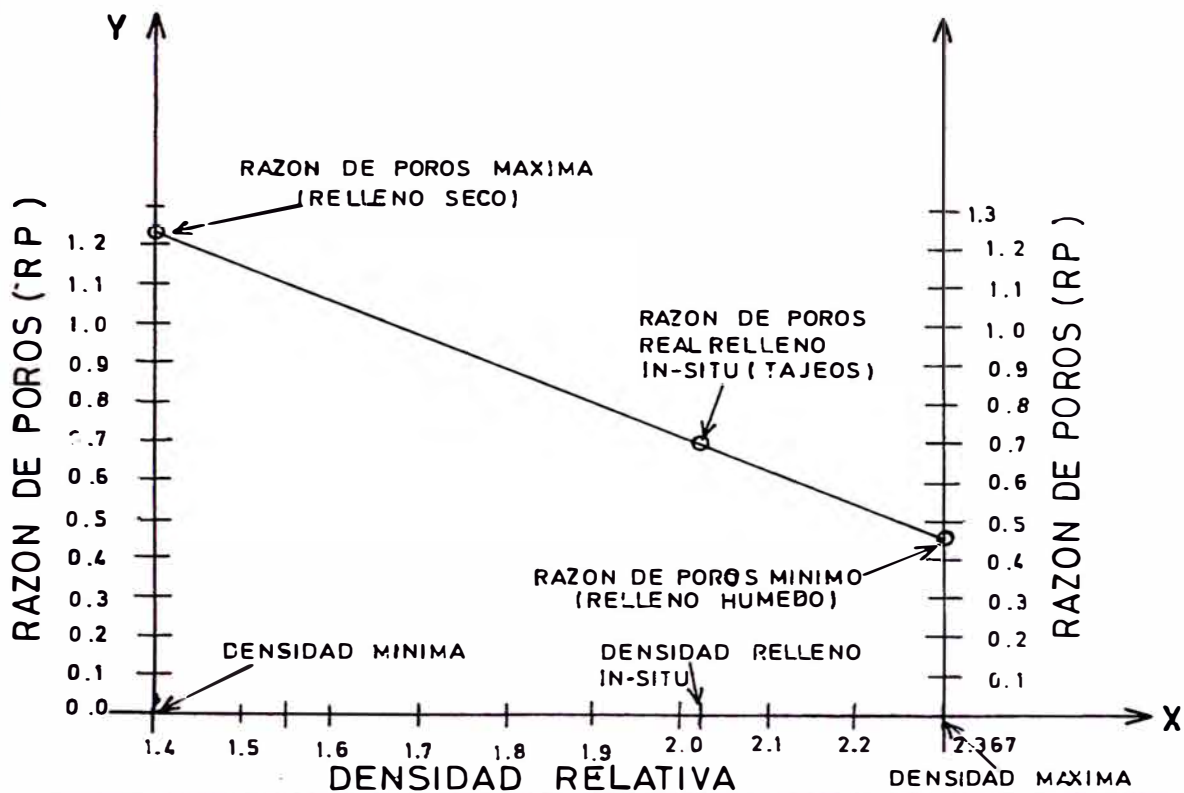


FIGURA 6.14 : GRAFICO PARA DETERMINAR EL ANGULO DE FRICION INTERNA Y LA COHESION DE UN RELLENO

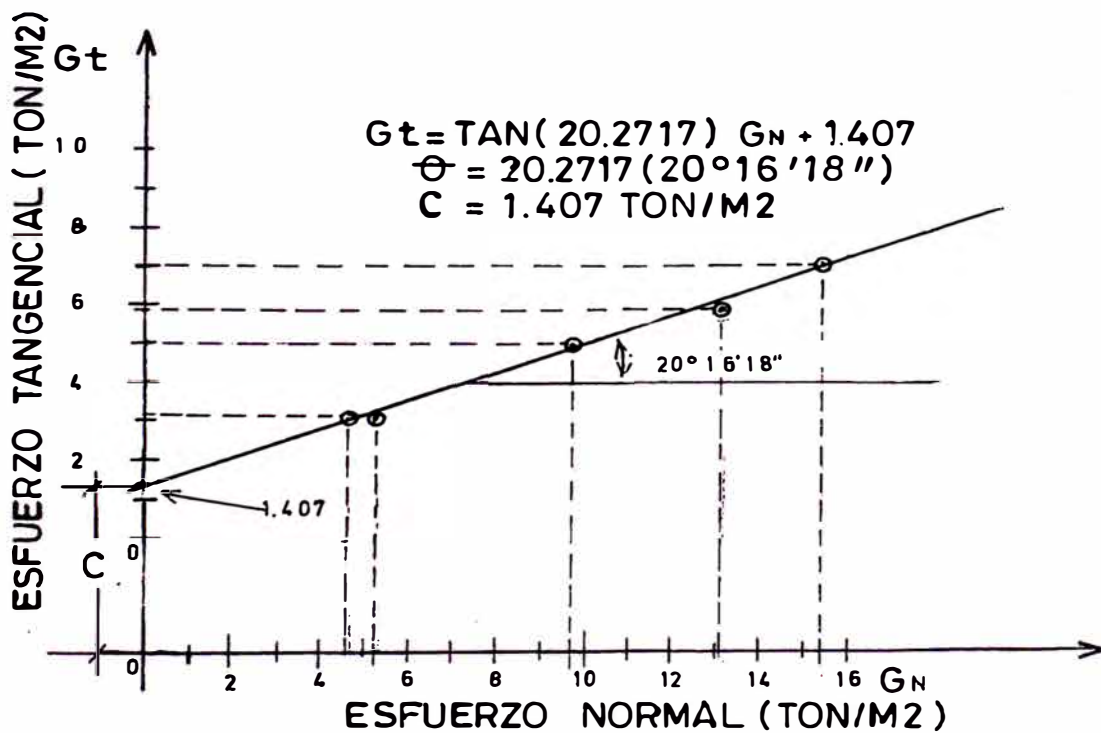
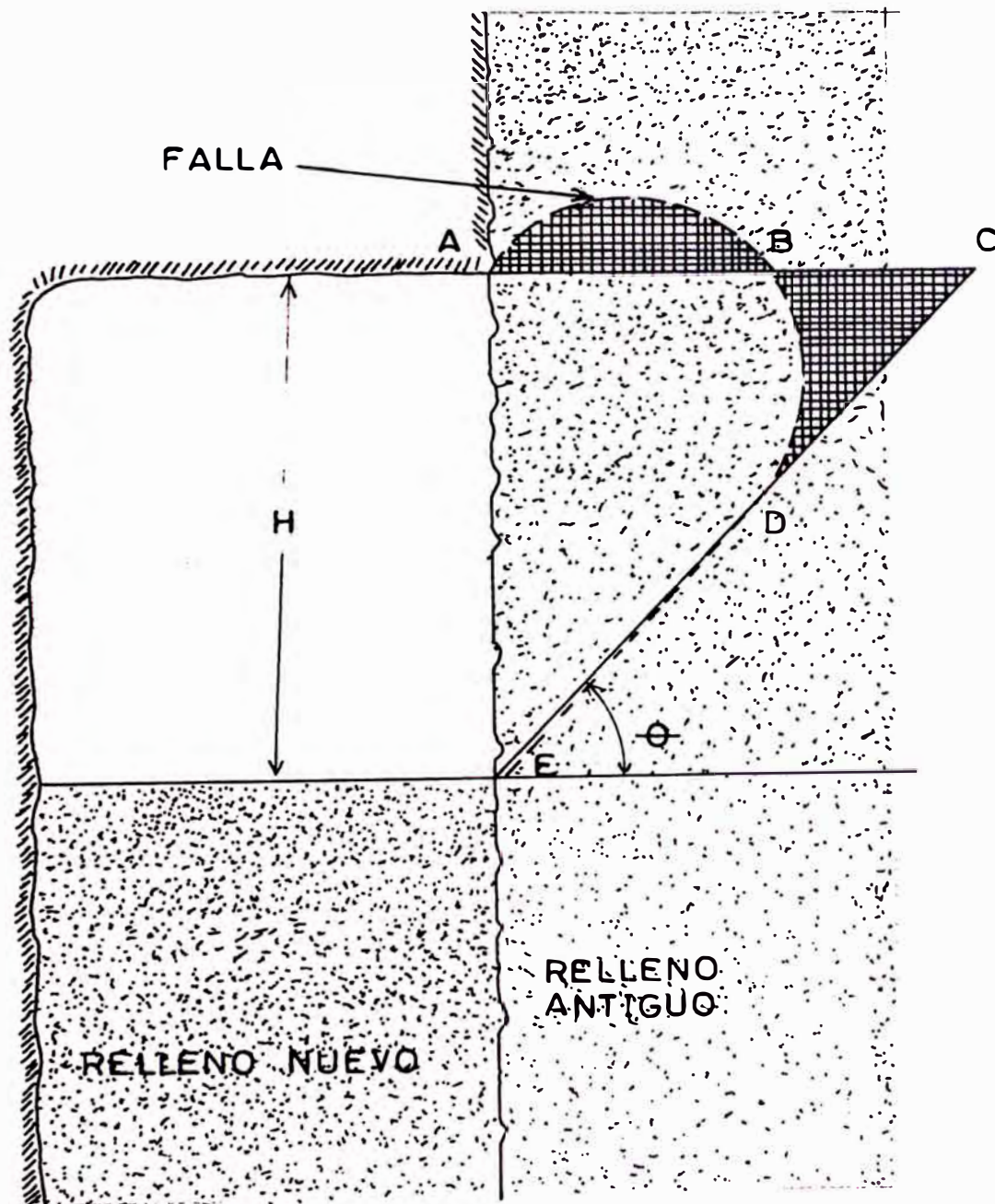
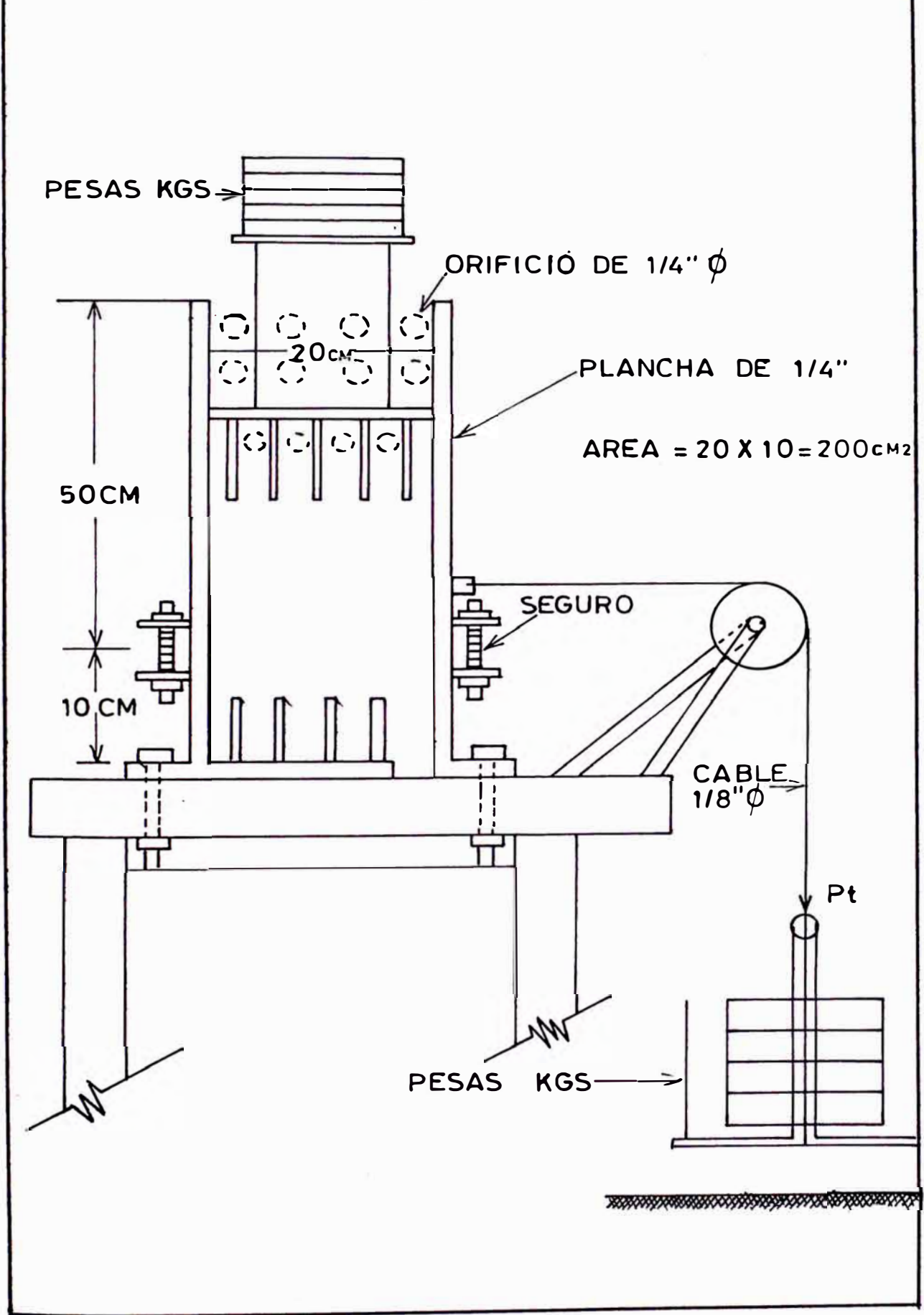


FIGURA 6.12 : ESQUEMA DEL FALLAMIENTO DE UNA PARED DE RELLENO ANTIGUO.



FIGURU 6.13: ARREGLO PARA PRUEBAS AL CORTE HORIZONTAL.



donde: d_{real} = densidad real ó densidad IN-SITU del relleno en el tajeo

RH = Relación de Humedad

El resultado se puede obtener del experimento Fig.6.8

Peso del Agua = 149.64 grs

Peso del sólido = 850.36 grs

$$RH = (149.64/850.36) = 0.175$$

$$RP = \frac{3.1286}{2.01} (0.175 + 1) - 1$$

$$RP = 0.8289$$

6.2.12 COMPASIDAD RELATIVA (CR)

Se calcula mediante la formula:

$$CR = (1.235 - 0.8289)/(1.235 - 0.566)$$

$$CR = 60.70 \%$$

Luego se puede afirmar que en Atacocha el material usado para el relleno es compacto, tiene 60.70% de compacidad.

6.2.13 DENSIDAD RELATIVA

La variabilidad de la densidad relativa de un relleno en función de la razón de poros se muestran en la figura 6.11.

6.2.14 DETERMINACION DE LA COHESION Y ANGULO DE FRICCION INTERNA DEL RELLENO IN-SITU

La pared del relleno se derrumba ó más propiamente, falla, por acción de su propio peso dejando una superficie libre tal como se ve en la figura 6.12. La estabilidad de un relleno varía con la altura del mismo, existiendo una altura máxima permisible que ofrece seguridad, en este sentido, se ha encontrado una relación matemática que nos permite calcular con seguridad esta altura.

La relación matemática es:

$$H = \frac{4c * Cf}{d}$$

El investigador **TERZAGHI**, recomendó cambiar el coeficiente 4 por 2.6; fallas en taludes verticales han demostrado que la corrección de **TERZAGHI** es justificada, por consiguiente:

$$H = \frac{2.6 c * Cf}{d}$$

donde:

c = es la cohesión en TON/M²

d = densidad IN-SITU del relleno TON/M³

Cf = tan θ + sen θ

θ = 45 + ø/2

ø = ángulo de fricción interna

H = altura de relleno en Mts

Para la utilización de esta fórmula matemática es preciso conocer los valores de c, ø y Cf.

La determinación experimental se hace con el equipo que se muestra en la figura 6.13. El esfuerzo de cohesión (c) y el ángulo de fricción interna, se determina simultáneamente con la misma. Los resultados de 5 pruebas realizadas con el mismo material; para tal efecto se deposita en la parte superior y en cada una de ellas, pesos fijos diferentes; posteriormente se procede a calcular el esfuerzo unitario normal, y el esfuerzo unitario tangencial en base a:

$$G_N = P_N/A$$

$$G_t = P_t/A$$

donde: G_N = esfuerzo unitario normal (TON/M²)

G_t = esfuerzo unitario tangencial (TON/M²)

P_N = peso normal (TON)

P_t = peso tangencial (TON)

A = área de la sección (M²)

Los resultados de estas se muestran:

Nº DE PRUEBA	Area (CM ²)	P _N (kg)	G _N (TON/M ²)	P _t (KGS)	G _t (TON/M ²)
1°	200	93.7	4.69	62.9	3.14
2°	200	106.7	5.34	62.0	3.10
3°	200	195.5	9.78	100.4	5.02
4°	200	250.7	12.54	117.8	5.89
5°	200	308.7	15.44	138.0	6.90

Graficando en escala simple G_N versus G_t, se determina una recta cuyo ángulo que forma con la horizontal es el ángulo respectivo de fricción interna ϕ para el relleno. El valor de C se determina en la intersección de la recta con el eje G_t

Del gráfico 6.14 se obtiene:

$$C = 1.407 \text{ tm/m}^2$$

$$\phi = 20.2717^\circ$$

$$C_f = \tan(45 + (20.2717/2)) + \text{SEN}(45 + (20.2717/2))$$

$$C_f = 1.4354 + 0.8205$$

$$C_f = 2.2559$$

Luego :

$$H = \left(\frac{2.6 * 1.407 * 2.2559}{2.01} \right)$$

$$H = 4.106 \text{ mts}$$

6.3 SISTEMA DE HIDROCICLONES

Actualmente en la planta de relleno hidráulico opera 02 hidrociclones cuyas características se muestran:

2

Cantidad	:	02 Unidades
Modelo	:	D 15 B
Diámetro	:	15 "
ϕ Vortex	:	06 "
ϕ Apex	:	1 ½ " (Actualmente)
Area Alimentación	:	11 "

6.3.1 PRODUCCION DE RELAVES

El volúmen de las colas de la planta concentradora se determinan del siguiente cuadro:

AÑO	MINERAL DE CABEZA(TMS)	CONCENTRADOS PRODUCIDOS (TMS)	% RATIO DE RELAVE
85	546,690.25	59,134.43	89.183
86	566,526.60	67,919.00	88.011
87	640,310.00	72,344.00	88.702
TOTAL	1'753,526.85	199,327.43	88.629

Densidad del relave	=	1,234 grs/lt
Gravedad específica sólidos	=	3.043
Producción actual	=	2,200 tms/día
Producción relaves	=	0.88629 * 2,200
	=	1,949.838 tms/día
	=	81.2433 tms/hora

A.- Volúmen de agua que se consume:

$$\begin{aligned} \text{Caudal de agua} &= 81.2433 * \frac{(3.043 - 1.234)}{3.043 * (1.2341 - 1)} \\ &= 206.399 \text{ m}^3/\text{hr} \end{aligned}$$

B.- Volúmen Sólidos:

$$\begin{aligned} \text{Volúmen Sólidos} &= 81.2433 / 3.043 = 26.698 \text{ m}^3/\text{hr} \\ \text{Relave} &= \text{Agua} + \text{Sólidos} \\ \text{GPH(relave)} &= (206.399 + 26.698) \text{ m}^3/\text{hr} * \\ & * 264.1798 \text{ gal/m}^3 = 61,579.5188 \text{ gal/hr} \end{aligned}$$

$$\text{GPM (relave)} = 1,026.33 \text{ GPM (para 1,234 grs/lt)}$$

$$\text{GPM (relave)} = 1,501.00 \text{ GPM (para 1,160 grs/lt)}$$

C.- Concentración volumétrica de sólidos:

$$Cv = \frac{(1.234 - 1)}{(3.043 - 1)} * 100 = 11.454 \%$$

Comprobando:

$$Cv = \frac{26.698}{(26.698+206.399)} * 100$$

$$Cv = 11.454\%$$

6.3.2 CALCULO DE LA CAPACIDAD MAXIMA DE UN CICLON DE 15"
se calcula aplicando la ecuación:

$$Q_{MAX} = A_i (K * R_c * G)^{1/2}$$

donde Q_{MAX} = caudal máximo de alimentación (cm³/seg)

A_i = área de alimentación (cm²)

K = factor de fuerza centrífuga; para este tipo de hidrociclón varía de 15 a 19, es de origen empírico.

R_c = radio hidrociclón = 15"/2 = 19.05 cms

G = aceleración de la gravedad = 980 cms/seg²

$$Q = (11 * 2.54^2) * (17 * 19.05 * 980)^{1/2}$$

$$Q = 39,980.2133 \text{ cm}^3/\text{seg}$$

$$Q_{MAX} = 633.72 \text{ GPM}$$

6.3.3 CANTIDAD DE HIDROCICLONES NECESARIOS (#)

Para poder clasificar 1,026.33 GPM de relave, con una densidad de alimentación de 1,234 grs/lt

$$\# = \left(\frac{1,026.33 \text{ GPM}}{633.72 \text{ GPM}} \right) = 1.619 \approx 2 \text{ unidades}$$

Cada ciclón trabaja con una capacidad de 513.165 GPM; cubriendo integralmente la producción de relaves de la planta concentradora.

6.3.4 CALCULO DEL CAUDAL DEL UNDER FLOW Y OVER FLOW

Se trata de determinar los valores de los flujos del rebose y descarga de los ciclones.

Para ello se emplea las siguientes ecuaciones que se conocen como "Ecuación de fuerza de cono".

$$4 d_{325} * V_t^2 * (S_s - S_M) = 3 * C_d * R_c * S_M * V_R^2 \quad (I)$$

$$V_t = 5.31 * V_i * (A_i/A_c)^{0.565} * ((R_c - R_i)/R_c)^{0.8} \quad (II)$$

$$V_t = \frac{30.5 * Q}{D_c H_i} \quad (III)$$

Donde :

- S_s = gravedad específica de los sólidos U/F = 3.0428
 S_M = densidad de pulpa = 1,234 grs/lt
 d_{325} = diámetro de corte malla 325 = 44 micrones
 = 0.0044 cms
 V_t = velocidad tangencial máxima
 A_i = área de alimentación del hidrociclón 11 pulg²
 A_c = área de la sección del cono del hidrociclón
 = 176.7 pulg²
 R_c = radio del cono del hidrociclón = 7.5 pulg
 R_t = radio de la sección de alimentación del
 hidrociclón = 1.87 pulg
 R_i = radio de la envoltura de la velocidad tangencial
 máxima = 0.167 R_c = 0.167 * 7.5 = 1.2525 pulg
 C_d = coeficiente de arrastre = 0.222
 V_R = velocidad radial
 Q_o = caudal del UNDER - FLOW
 D_c = diámetro del cono del hidrociclón = 15 pulg
 = 38.1 cms
 H_i = altura del cono del hidrociclón de 15 pulg
 = 106 cms
 V_i = velocidad de alimentación, para un caudal de
 trabajo de 513.165 GPM por ciclón = 465.19
 cm/seg

A. Cálculo de la velocidad tangencial (V_t)

Reemplazando en la ecuación (II) tenemos:

$$V_t = 5.31 * 456.19 * (11/176.7)^{0.565} * ((7.5 - 1.2525)/1.87)^{0.8}$$

$$V_t = 1,324.434 \text{ cms/seg}$$

B. Cálculo de la velocidad radial (V_R)

Remplazando en la ecuación (I) tenemos:

$$K = 4 * 0.0044 * (1,324.434)^2 * (3.0428 - 1.234)$$

$$J = 3 * 0.222 * 1.870 * 2.54 * 1.234$$

$$K = J * V_R^2$$

$$V_R^2 = 14,305.372 \text{ cm}^2 / \text{seg}^2$$

$$V_R = 119.605 \text{ cms/seg}$$

C. Cálculo del caudal en el UNDER - FLOW

Remplazando en la ecuación (III) tenemos:

$$Q_o = \frac{V_R * D_c * H_i}{30.5}$$

$$Q_o = (119.605 * 38.1 * 106) / 30.5$$

$$Q_o = 251.033 \text{ GPM}$$

D. Cálculo del caudal en el OVER - FLOW

Por diferencia se tiene:

$$Q_u = Q - Q_o$$

$$Q_u = (513.165 - 251.033) \text{ GPM}$$

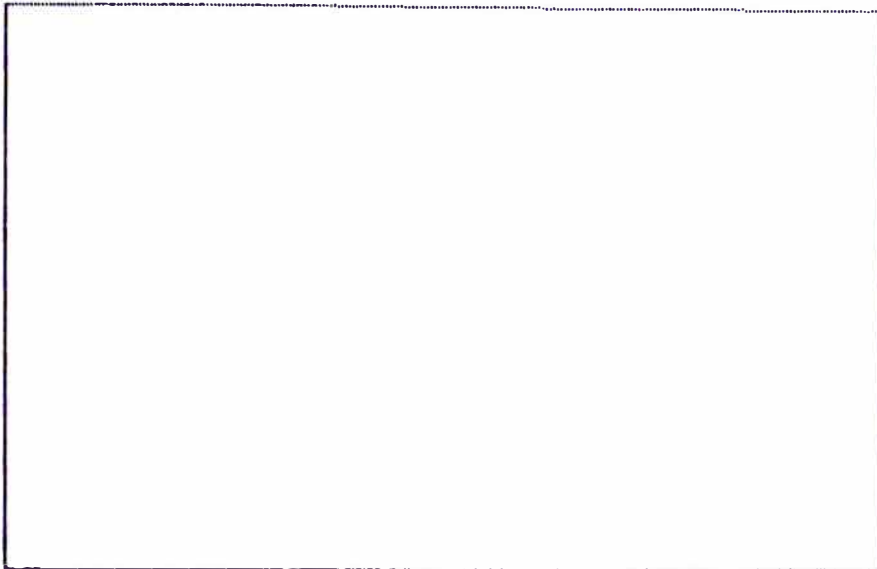
$$Q_u = 262.132 \text{ GPM}$$

Con los dos ciclones se tiene una producción útil de 502.066 GPM de material grueso para relleno.

6.4 TANQUE DE ALMACENAMIENTO DE ARENAS GRUESAS

El producto grueso de los ciclones, es depositado en un tanque metálico cilíndrico - cónico de 18' X 28'; que inicialmente tenía una capacidad de 210 m³, el mismo que ha sido ampliado, teniendo actualmente (20/4/90) una capacidad de 291 m³.

Capacidad = densidad aparente X Volúmen del tanque
 = $2.126 \text{ tm/m}^3 \times 291 \text{ m}^3$
 = 618.67 tm de relave grueso húmedo
 Capacidad = (97.13 tm de hp + 521.54 tm de sólidos)



6.5 SISTEMA DE BOMBEO: BOMBA MARS H-180S - EFICIENCIA

Todos los stopes de la sección N°3; son rellenados con las colas gruesas de la planta concentradora, empleándose para ello una bomba de desplazamiento positivo que opera en la planta de relleno hidráulico que se encuentra en Chicrín, la Bomba Mars H-180S, envía la pulpa directamente a los stopes; esta bomba opera hasta un máximo de 100 kgs/cm^2 y traslada un caudal de $1.16 \text{ m}^3/\text{min}$, La densidad de trabajo varía según la cota del stope a rellenar.

PLANTA DE RELLENO HIDRAULICO - CHICRIN

HORAS DE OPERACION BOMBA MARS H - 180S

MES	AÑOS					
	1984	1985	1986	1987	1988	1989
ENERO	262 Hrs	311 Hrs	195 Hrs	268 Hrs	259 hrs	232
FEBRERO	262	246	222	173	225	292
MARZO	264	251	239	266	265	272
ABRIL	202	213	257	204	238	243
MAYO	247	234	219	254	248	225

JUNIO	249	204	232	235	218	263
JULIO	249	217	226	213	221	227
AGOSTO	144	208	258	290	260	212
SETIEMBRE	307	253	232	239	302	248
OCTUBRE	288	286	228	246	294	239
NOVIEMBRE	308	227	253	307	310	265
DICIEMBRE	153	217	237	269	192	229
TOTAL ANUAL	2,968 Hrs	2,867 Hrs	2,798 Hrs	2,964 Hrs	3,032 Hrs	2947 Hrs
PR. MENSUAL	247 Hrs	239 Hrs	233 Hrs	247 Hrs	253 Hrs	246 Hrs

Parámetros de bombeo : El sistema de bombeo directo de la pulpa a los stopes es muy sensible al comportamiento de algunas variables; a continuación se muestra un cuadro porcentual de como se distribuye el tiempo en la planta de relleno hidráulico.

Bombeo de pulpa al stope	36 %
Parada por cambio de línea	6 %
Parada por desperfecto de bomba	12 %
Parada por problemas en la línea	11 %
Parada por falta de carga	33 %
Otros (Huelgas, etc)	2 %
TOTAL	: 100 %

6.6 DIAGRAMA DE COTAS Y DISTANCIAS

El relleno hidráulico de la sección N°3, se puede apreciar en el croquis esquemático que se muestra en la figura 6.15.

A continuación se detalla el cuadro de distancias de la red secundaria:

A.- Distancias referidas a la CH - 284 (red troncal)

STOPE A RELLENAR	NIVEL DE RELLENO	LONGITUD DE TUBERIA
373	3,775	180 mts
574	3,775	465 "
583	3,775	405 "
327	3,775	250 "
367	3,775	210 "
444 - 382 A	3,715	250 "
606	3,775	420 "
607	3,715	545 "
227	3,715	300 "
377	3,715	350 "
651	3,715	560 "
586	3,715	545 "
321	3,655	270 "
337	3,655	45 "

B.- Distancias referidas al túnel 3600 (Red troncal)

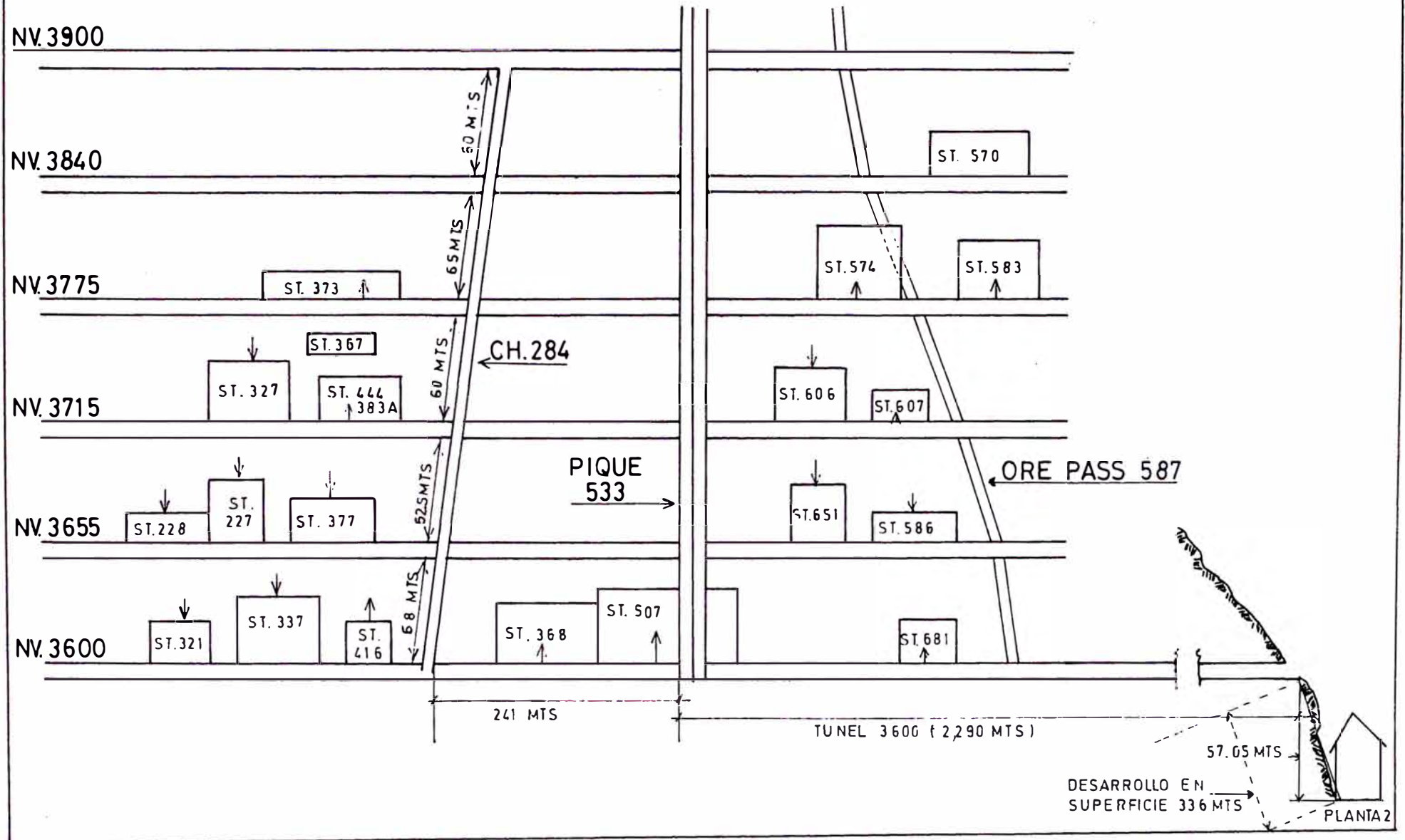
416	3,600	200 mts
368	3,600	200 "
507	3,600	50 "
681	3,600	75 "

En cada nivel se tiene longitudes comunes de tuberías para el relleno de algunas stopes.

6.7 TUBERIAS Y ACCESORIOS : RENDIMIENTOS

Para realizar el relleno de la sección N03, solo se tiene una línea de tubería, la misma que tiene una red troncal en una posición la más simétrica posible (NV-3600-CH 284) al yacimiento, y de esa manera alimentar a los diversos stopes que se alinean en el eje NW - SE. En la red total se utilizan 2 tipos de tuberías, las mismas que tienen distintas características técnicas:

FIGURA: 6.15 CROQUIS ESQUEMATICO DEL RELLENO HIDRAULICO DE LA SECCION Nº 3



Diámetro	Grado	Tipo	LONGT.	APOYO	UNION	ESPOSOR
3.5" ø	SCH 40	STYLE 77 (RANURA)	3,600 mts (5)	MIXTO	VICTAULIC 77	6.0 mm
3.5" ø	SCH 80	ROSCA EN PUNTAS	400 ' (1)	MIXTO	COPLA SHC-80	8.0 '
3.5" ø	SCH 80	STYLE 99 (LISO)	300 ' (4)	FIJO	VICTAULIC 99	8.0 '
4" ø	SCH 80	STYLE 99 (LISO)	2,000 ' (2)	CON ES- TROBO	VICTAU- LIC 99	8.0 '
4" ø	SCH 80	ROSCA EN PUNTAS	1,500 ' (3)	CON ES- TROBO	COPLA SCH-80	8.0 '
8" ø	SCH 40	STYLE 77 (RANURA)	36 ' (6)	FIJO	VICTAU- LIC 77	6.0 '
10" ø	SCH 40	STYLE 77 (RANURA)	60 ' (7)	FIJO	VICTAU- LIC 77	6.0 '

Red Trocal: Superficie(1) + NV 3600((2) + (3)) + CH 284 (4)

Red Secundaria: los diferentes stopes (5)

Planta de Relleno Hidráulico: (6) + (7)

Los tubos son de acero al carbono **ASTMA - 53** sin costura; por otro lado también se tienen mangueras reforzadas de 3.5" y 4" de ø, en tramos de 15 mts que soportan presiones entre 100 a 200 PSI; estas se usan en los tramos finales de la línea de relleno (stopes).

6.7.1 PERFORMANCE MEDIA DE TUBERIAS

La línea de tubería principal (superficie + NV 3600) desde sus inicios (oct. 1979) hasta julio de 1,987, ha transportado 680,228 m³ de arenas gruesas para el relleno de la sección NQ3, fecha en la cual se cambia la tubería en un tramo de 1,900 mts (400 mts de 3.5" ø y 1,500 mts de 4" ø), faltando por cambiar 1,200 mts de tuberías en la red troncal.

Para obtener una mayor vida útil de las tuberías en la red troncal, la compañía **Minera Atacocha S.A.**, decide y realiza 3 rotaciones de la tubería independiente de la posición original, estas rotaciones se especifican:

POSICION	HORAS DE TRABAJO	HORAS ACUMULADAS DE TRABAJO DE LA TUBERIA	VOLUMEN DE RELAVE TRANSPORTADO	RELAVE TRANSPORTADO ACUMULADO
ORIGINAL	8,000	8,000	247,356 m ³	247,356 m ³
1 ^o ROTACION	5,000	13,000	154,597 "	401,953 "
2 ^o ROTACION	5,000	18,000	154,597 "	556,550 "
3 ^o ROTACION	4,000	22,000 (*)	123,678 "	680,228 "

(*) = Despues de 22,000 horas de operación se decide cambiar la tubería, la tubería descartada se utiliza con otros fines.

Para facilitar el desatoro en casos de atascamiento de la tubería, se han colocado "Tees " cada 16 tubos (6 mts-c/u) y uniones victaulic cada 8 tubos, a lo largo del NV-3600.

El desatoro de la tubería se efectúa en el peor de los casos por partes (tramos), utilizandose para ello las "Tees ". Que sirven como puntos de descarga, para lograr este objetivo se introduce agua a la tubería en el NV - 3715 (CH284), dicho flujo de agua proviene del NV - 3900, en el cual se tiene un depósito de 230 m³ de agua para dicho fin.

6.7.2 PROBLEMAS PRINCIPALES EN LA LINEA TRONCAL

Uno de los problemas que se presenta con mayor frecuencia en la línea troncal, es la fuga del relleno por la perforación de las uniones victaulic 99, ocasionando con ello paradas forzadas en la extracción de mineral por el NV-3600. La falla de las uniones victaulic 99 se debe a las siguientes razones:

- Defectos de Fabricación : Corta profundidad del asiento de empaquetadura.
- Las uniones Victaulic 99 trabajan sometidos a esfuerzos de tensión, el cual no es correcto. Desacoples por falta de alineamiento y de un buen sostenimiento rígido, que evite que la tubería al paso del fluido trabaje con un movimiento armónico.

6.7.3 PERFORMANCE FORZADA DE TUBERIAS

A manera de prueba, un tramo de aproximadamente 1,200 mts de tubería en la red troncal, no se cambió con el fin de obtener un rendimiento máximo, al 31/12/89 tenemos:

POSICION	HORAS DE TRABAJO	HORAS ACUMULADO DE TRABAJO DE LA TUBERIA	VOLUMEN DE RELAVE TRANSPORTADO	RELAVE TRANSP. ACUMUL.
3ra Rotación	8,400	26,400	353,200 M ³	909,753 (M ³)

Por otro lado diremos que el desgaste de la tubería está en función directa al porcentaje de sólidos que la tubería transporte:

Alta densidad de pulpa implica un rápido desgaste.

Baja densidad de pulpa implica un lento desgaste.

6.7.4 CONSUMO ANUAL EQUIVALENTE DE TUBERIAS EN LA RED TRONCAL

El consumo de tubos para la reposición automática de los mismos será:

Horas de bombeo al mes = 250 (promedio para el cálculo)

Horas de bombeo al año = 3,000

Vida máxima de tubería rotada = 26,400 horas

Vida mínima de tubería rotada = 22,000 horas

Número de tubos en la línea troncal = 509 tubos

Consumos: se encuentra en el siguiente rango

Mínimo:

$((250 \times 12)/(26,400)) \times 509 = 58$ tubos/año

Máximo:

$((250 \times 12)/(22,000)) \times 509 = 69$ tubos/año

expresando en un intervalo tenemos

58 tubos/año < consumo anual ≤ 69 tubos/año

6.8 PERSONAL DE RELLENO HIDRAULICO

La compañía minera Atacocha S.A. no cuenta con un departamento que supervise todas las operaciones unitarias en conjunto, que conlleva el relleno hidráulico, actualmente para cumplir con todo el proceso operativo se cuenta con dos cuadrillas de operarios, en

total suman 21 hombres, que se distribuyen como sigue:

A.- Planta de preparación de Relleno Hidráulico

2B.- Deposición de Relave en los stopes (en la mina)

06 Hombres: 2 Guardias/día (3 hombres/guardia), personal que recepciona el relleno.

04 hombres: 2 Guardias/día (2 hombres/guardia), personal que prepara los stopes para el relleno.

02 hombres por día: que construyen canaletas y torres de drenaje.

02 supervisores: 2 Guardias/día (1 hombre/guardia), personal que supervisan todos los trabajos de relleno hidráulico (en mina)

Asimismo, podríamos decir que en las actuales circunstancias operacionales, la mina (sección N°3) recibe el relleno hidráulico de la planta solo como un servicio.

6.9 PREPARACION DE STOPES PARA EL RELLENO

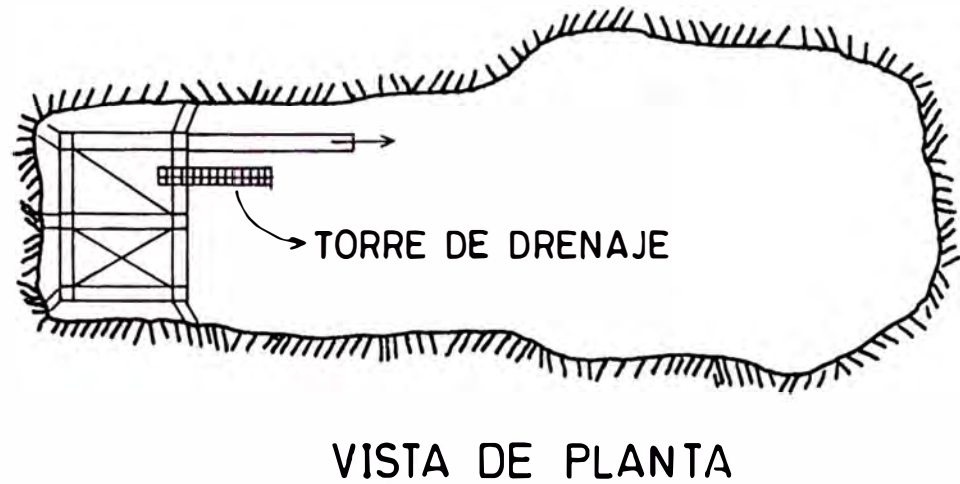
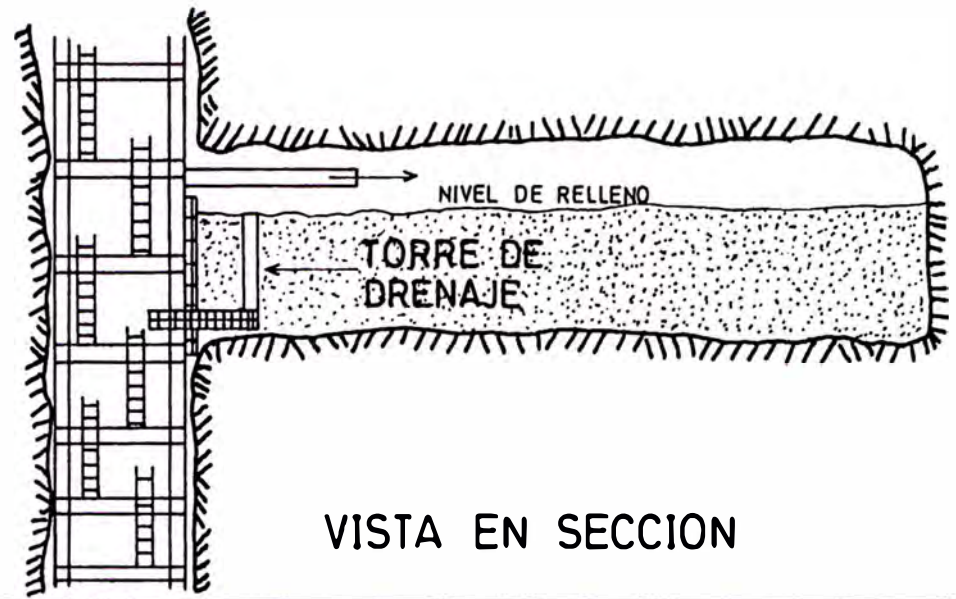
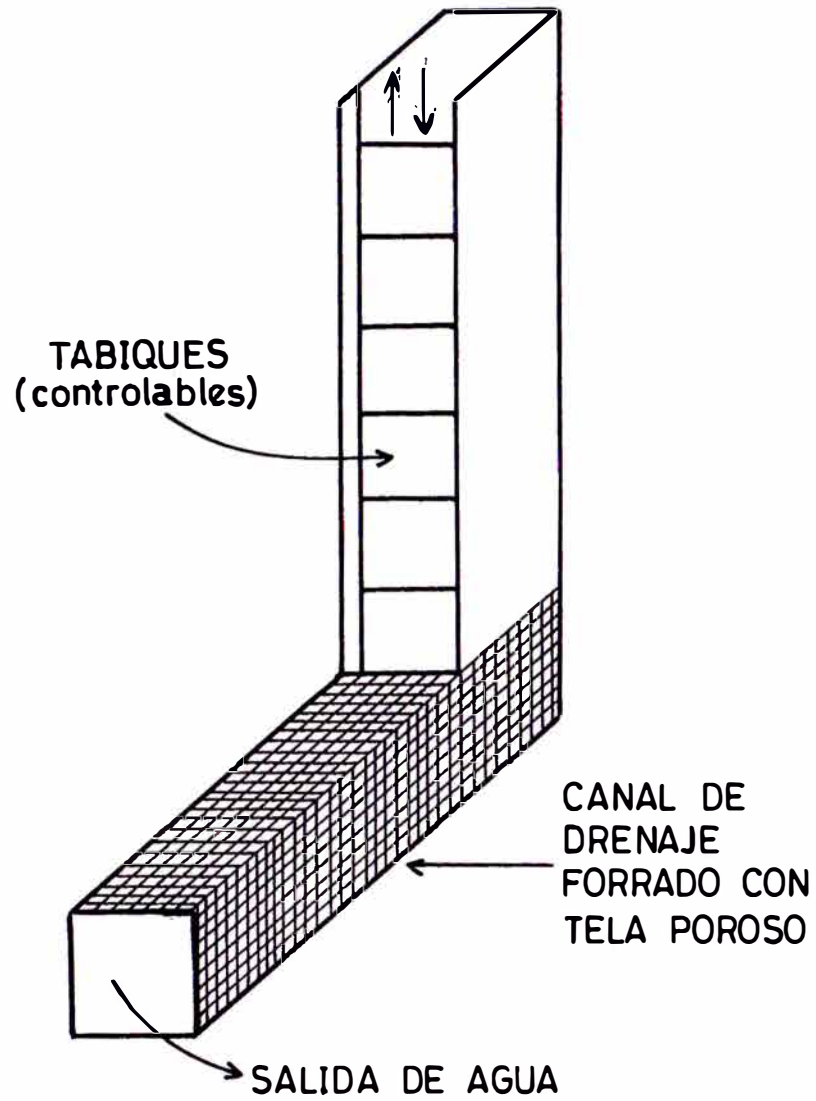
La preparación de un stope para la recepción del relleno hidráulico, consiste en efectuar determinados trabajos bajo ciertos criterios técnicos, a fin de evitar posibles fugas de relleno. Los trabajos de preparación consisten en:

- Se levantan las tolvas/caminos
- Se preparan muros y/o cortinas
- Se hace el tendido de tela poroso en las tolvas/caminos, muros y/o cortinas.
- Se coloca las canaletas y torres de drenaje (decantación)
- Se instala el teléfono a la red troncal de comunicación que enlaza a la planta de relleno hidráulico.

6.10 OPERACION DE RELLENADO - EVACUACION DE AGUA

Cuando los trabajos de preparación han sido concluidos, el personal encargado de la recepción del relleno, solicita a la planta de relleno hidráulico a través de la línea telefónica el envío de pulpa (relleno), pero es norma en Atacocha que antes del envío de la pulpa, el operador de la bomba MARS envía durante 30 minutos agua para limpiar el tubo de posibles precipitaciones de sólidos.

FIG. 6.16: TORRE DE DRENAJE



Durante el proceso de rellenado en el stope, se evita que la manguera quede sepultada en el relleno, evitando con ello una presión adicional en la bomba.

Evacuación de agua: La evacuación del volumen de agua que ingresa a los stopes se hace casi en su totalidad por decantación a través de las torres de drenaje que se instalan convenientemente (en caminos-cortinas-muros).

En general el volumen de agua que se introduce a la mina (Sección Nº 3) es evacuado en su totalidad de los diferentes niveles por gravedad, el nivel 3600, es el nivel de drenaje hacia superficie de la sección Nº3. En la figura 6.16 muestra el diseño de la torre de drenaje empleado en Atacocha.

6.11 SISTEMA DE RELLENO HIDRAULICO ACTUAL (SECCION Nº3)

Los estudios de prefactibilidad para el uso de las arenas de los relaves de la planta concentradora en el rellenado de las labores mineras (stopes) de la mina Atacocha, datan desde el año 1,968. Es así que después de casi doce años de estudios y análisis, tanto de las características del relave como de las condiciones estructurales y de futuro del yacimiento, la Compañía Minera Atacocha S.A decide realizar la inversión en la implementación de la planta de relleno hidráulico; la misma que envía pulpa directamente a los stopes; para ello se seleccionó a la sección Nº 3 por ser la zona de mayor producción y la que en ese momento ofrecía mayores posibilidades de futuro.

En noviembre de 1,979, el sistema de relleno hidráulico entra en operación con notable éxito, en el mismo que viene operando hasta la fecha.

6.11.1 PERFORMANCE PROMEDIO AÑO 1,987

Producción total mina año 1987	640,310 tms
Producción de relave año 1,987	567,966 tms
Producción de relave promedio mensual	47,331 tms
Producción promedio (86 y 87) Sección Nº3	29,905 tms/mes
Densidad IN-SITU del mineral	3.2 tms/m ³

Volúmen roto en promedio (86 y 87) Sección N^o 3

: 9,345 m³/mes

Densidad IN-SITU del relleno

: 2.01 tm/m³

% De relave utilizado en relleno hidráulico sección N^o 3

$$\% = \left(\frac{29,905}{47,331} \right) \times \left(\frac{2.01}{3.20} \right) \times 100 = 39.68$$

% de relave grueso que va a canchas (talúd) : 30.78

Velocidad de rellenado de la sección 3 : (22-40) m³/hr

6.12 REQUERIMIENTO Y DISPONIBILIDAD DE LA CANTIDAD DE RELLENO HIDRAULICO

La cantidad de relave que tenemos disponible para ser utilizado como relleno en la mina, está en función de la capacidad de producción de la mina, del volúmen de tratamiento de la planta concentradora y sobre todo de la eficiencia de los ciclones en la clasificación.

Actualmente la planta concentradora tiene una capacidad instalada de 2,500 tms/día; agregando un molino adicional para moler mineral especial, la nueva capacidad de tratamiento será de 3,200 tms/día.

6.12.1 PRODUCCION DE RELAVE

Para determinar la cantidad de relave, primero se calcula la relación entre mineral tratado y relave producido, según esto tenemos:

$$\text{Ratio} = \frac{\text{RELAVE}}{\text{MINERAL(CABEZA)}} = 0.88629$$

Luego para una producción de 2,200 tms/día, la cantidad de relave producido será de 1,949.84 tms/día ó de 81.24 tms/hr.

Por otro lado diremos que solo una parte del relave producido es cicloneado (66%)

6.12.2 BALANCE DE MATERIA EN EL HIDROCICLON

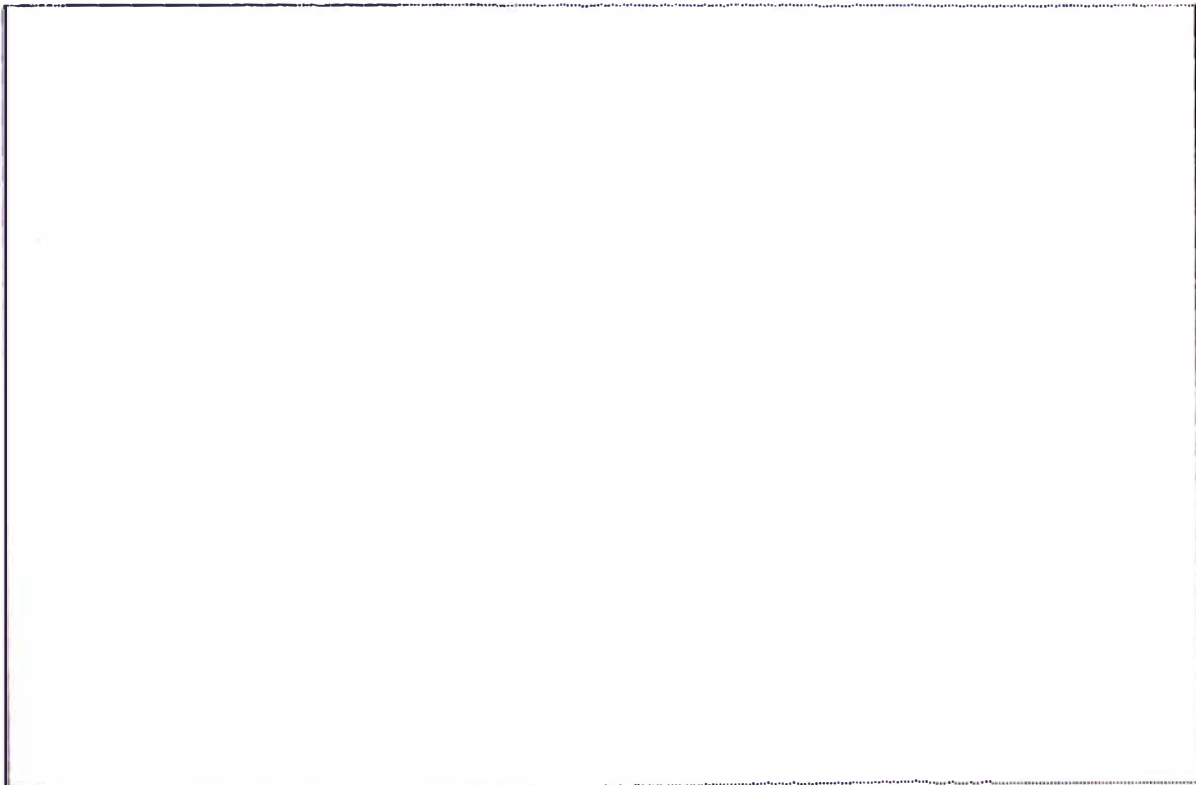
Para calcular el tonelaje de arenas producido por los hidrociclones; aplicaremos el criterio de carga circulante, que se define como la relación entre los sólidos gruesos y finos:

$$P_{cc} = \frac{\text{MATERIAL GRUESO}}{\text{MATERIAL FINO}} = \frac{(a - b)}{(c - a)}$$

$$S = \frac{P_{cc} \times A}{(P_{cc} + 1)}$$

Donde:

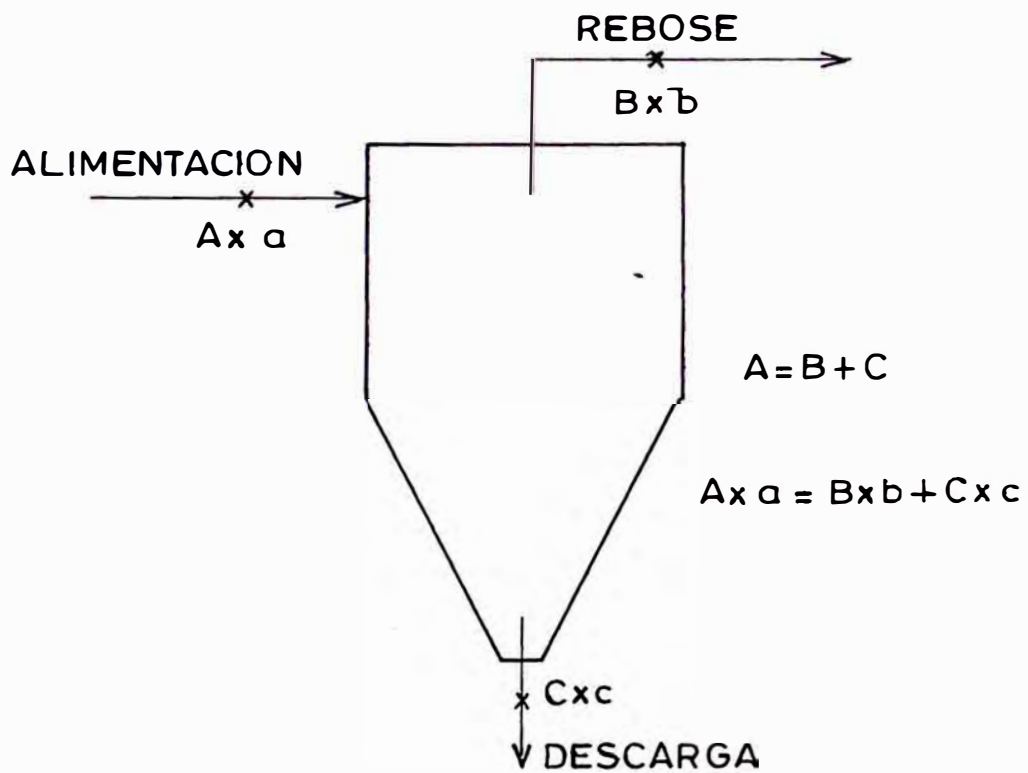
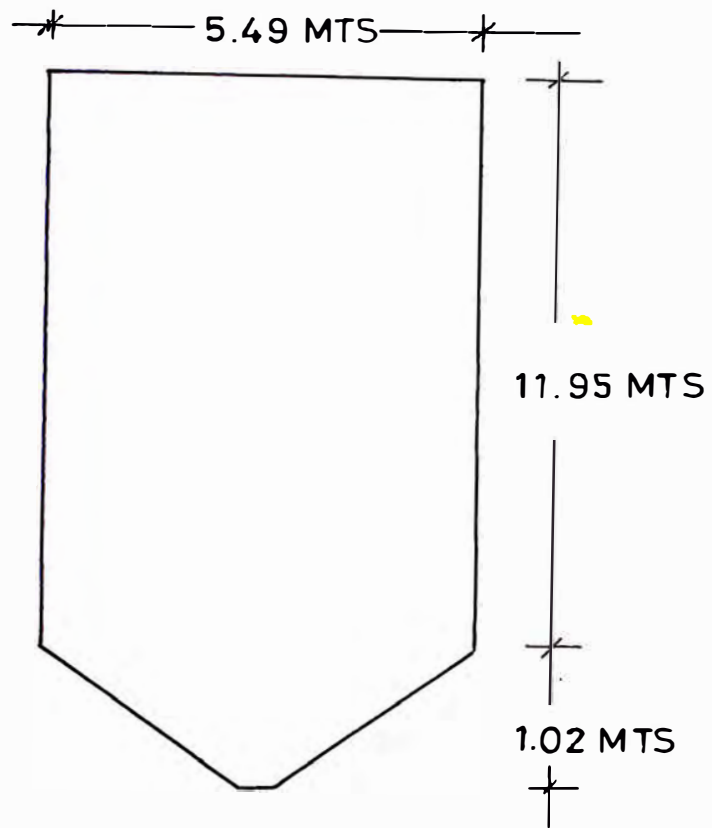
- P_{cc}** = Proporción de carga circulante
- S** = Tonelaje de arenas gruesas para relleno
- A** = Alimentación a los ciclones tms/hr
- a** = Porcentaje acumulativo en la alimentación
- b** = Porcentaje acumulativo en el rebose
- c** = Porcentaje acumulativo en la descarga
- B** = Rebose del ciclón (tms/hr)
- C** = Descarga del ciclón (tms/hr)



CALCULO DE LA CARGA CIRCULANTE:

A.- Análisis Granulométrico Tabla 6.1

	6.07 -	0.15			
Malla + 30 :					= 2.819
	8.17 -	6.07			
	12.44 -	0.40			
Malla + 40 :					= 3.594
	15.79 -	12.44			



Malla + 60 :	29.10 - 0.80 ----- 37.60 - 29.10	= 3.329
Malla + 100:	38.96 - 1.27 ----- 50.13 - 38.96	= 3.374
Malla + 140:	44.14 1.73 ----- 66.05 44.14	= 1.936 (x)
Malla + 200:	55.63 - 2.46 ----- 77.36 - 55.63	= 2.447

Promedio : Pcc = 3.112

$$\text{Arenas Gruesas} = S = \frac{3.112 A}{(3.112+1)} = 75.68 \% A$$

Producción mensual promedio mina (1987) = 53,359 tms
 Producción mensual de relave (A) = 0.8863 x 53,359 tms
 = 47,292 tms
 = 1,891.69 tms/día
 = 78.82 tms/hr

Relave cicloneado (A') = 66 % (A), en promedio
 Producción mensual posible de arenas gruesas para
 Relleno Hidráulico :

25 días x 24 horas x (0.7568 x 78.82) = 35,791 tms
 30 días x 24 horas x (0.7568 x 78.82) = 42,949 tms

B.- Análisis granulométrico tabla 6.3

Malla + 50	15.0 0.2 ----- 20.1 15.0	= 2.902
Malla + 60	24.3 0.3 ----- 33.0 24.3	= 2.759
Malla + 100	39.9 0.9 ----- 55.5 39.9	= 2.500
Malla + 140	49.60 1.90 ----- 70.2 - 49.60	= 2.315

Malla + 200	:	$\frac{57.4 - 4.80}{81.6 - 57.40} = 2.173$
Malla + 325	:	$\frac{65.7 - 14.90}{89.9 - 65.70} = 2.099$
Promedio	:	Pcc = 2.404

$$\text{Arenas Gruesas} = (S) = \frac{2.404 \times A}{(2.404 + 1)} = 70.62\% A$$

Producción mensual de relave (A) año 1987 = 78.82 tms/hr

Producción Mensual posible de arenas gruesas para
Relleno Hidráulico:

$$25 \text{ días} \times 24 \text{ horas} \times (0.7062 \times 78.82) = 33,398 \text{ tms}$$

$$30 \text{ días} \times 24 \text{ horas} \times (0.7072 \times 78.82) = 40,077 \text{ tms}$$

C.- analisis granulometrico tabla 6.4

Malla + 30	:	$\frac{5.2 - 0.20}{10.6 - 5.20} = 0.926 (x)$
Malla + 60	:	$\frac{22.4 - 0.30}{32.0 - 22.40} = 2.302$
Malla + 80	:	$\frac{30.4 - 0.40}{41.60 - 30.40} = 2.678$
Malla + 100	:	$\frac{35.30 - 0.70}{50.20 - 35.30} = 2.322$
Malla + 140	:	$\frac{44.20 - 1.10}{61.60 - 44.20} = 2.477$
Malla + 200	:	$\frac{50.4 - 1.50}{70.4 - 50.40} = 2.445$
Promedio	:	Pcc = 2.445

$$\text{Arenas Gruesas (S)} = \frac{2.445 \text{ A}}{2.445 + 1} = 70.97\% \text{ A}$$

Producción Mensual de relave Año 1987 = 78.82 tms/hr

Producción mensual posible de arenas gruesas para
Relleno Hidráulico :

$$25 \text{ días} \times 24 \text{ horas} \times (0.7097 \times 78.82) = 33,563 \text{ tms}$$

$$30 \text{ días} \times 24 \text{ horas} \times (0.7097 \times 78.82) = 40,276 \text{ tms}$$

D.- analisis granulometrico tabla 6.5

Malla + 10	:	$\frac{0.0 - 0.0}{0.4 - 0.0}$	= 0 (x)
Malla + 30	:	$\frac{1.50 - 0.0}{4.20 - 1.50}$	= 0.555 (x)
Malla + 40	:	$\frac{7.8 - 0.2}{11.4 - 7.8}$	= 2.111
Malla + 60	:	$\frac{21.6 - 0.6}{32.2 - 21.6}$	= 1.981
Malla + 100	:	$\frac{38.0 - 1.60}{61.2 - 38.0}$	= 1.569
Malla + 140	:	$\frac{49.6 - 6.4}{80.2 - 49.6}$	= 1.412
Malla + 200	:	$\frac{59.2 - 15.0}{91.8 - 59.2}$	= 1.356
Promedio	:	Pcc = 1.686	

1.686 A

$$\text{Arenas Gruesas (S)} = \frac{1.686 \text{ A}}{(1.686 + 1)} = 62.77\% \text{ A}$$

Producción Mensual de Relave Año 1,987= 78.82 tms/hr

Producción Mensual posible de Arenas Gruesas para

Relleno Hidráulico

25 días x 24 horas x (0.6277 x 78.82) = 29,685 tms

30 días x 24 horas x (0.6277 x 78.82) = 35,622 tms

De los cuatro análisis granulométricos mostrados, se puede concluir que actualmente no se está recuperando el total posible de arenas gruesas para emplearlas en el relleno de aberturas subterráneas, esto se debe fundamentalmente a las siguientes razones:

1.- Solamente el 60% de la producción (sección 3) Hace uso del sistema de relleno hidráulico.

2.- Para poder cubrir la necesidad de relleno de la sección 3, actualmente solo es necesario tratar en los hidrociclones entre 63% y 66% del flujo de relave que la planta concentradora produce (Baja eficiencia de hidrociclones).

3.- De lo anterior se concluye que la eficiencia de los hidrociclones no es tomado en consideración.

4.- Si los hidrociclones tuvieran un alto rendimiento (que no es el caso actual de Atacocha), entonces para cubrir las necesidades de relleno de la sección 3, se debe tratar entre 52% y 56% del flujo total de relave que la planta concentradora produce.

$$\frac{29,905 \times 2.01}{3.2 \times 70.62\% \times 88.629\% \times 53,359} \times 100 = 56.24\%$$

$$\frac{29,905 \times 2.01}{3.2 \times 75.68\% \times 88.629\% \times 53,359} \times 100 = 52.48\%$$

$$\frac{29,905 \times 2.01}{3.2 \times 62.77\% \times 88.629\% \times 53,359} \times 100 = 63.28\%$$

5.- Para el presente trabajo tomaremos el análisis granulométrico que se muestra en la tabla 6.3

6.12.3 NECESIDAD DE RELAVE

La necesidad de relleno para mina, se calcula en función de la producción actual y proyectada. Las zonas de producción en la mina Atacocha se ha dividido como sigue:

ZONA ATACOCHA:

Sección Nº 3 : Abarca las labores comprendidas desde el NV - 3480 hasta el NV - 3840

Sección Nº 2 : Comprende todas las labores desde el NV - 3900 hasta el NV - 4263

ZONA SANTA BARBARA:

Sección Nº 4 : Abarca todas las labores desde el NV - 4050 hasta el NV - 4320

SECCION	PRODUCCION ACTUAL (TMS)	PRODUCCION FUTURA(TMS)	(M3) VOLUMEN POR RELLENAR		(TMS) RELAVE NECESARIO	
			ACTUAL	FUTURO	ACTUAL	FUTURO
2	12,165	15,095	3,802	4,717	7,642	9,481
3	29,905	29,905	9,345	9,345	18,784	18,784
4	11,289	30,000	3,528	9,375	7,091	18,844
TOTAL	53,359	75,000	16,675	23,437	33,517	47,109

CAPITULO VII

RUTAS A CONSIDERAR EN LA AMPLIACION DEL SISTEMA DE RELLENO HIDRAULICO A LAS SECCIONES 2 Y 4

7.0 COMENTARIO

Para llevar las arenas de las colas de la planta concentradora de la mina Atacocha, que se encuentra ubicada en la localidad de Chicrín, hasta las labores de las secciones 2 y 4; mediante el transporte por tuberías. Para ello se ha realizado el estudio de todas las rutas viables, teniendo en cuenta los siguientes parámetros:

- La topografía del yacimiento
- Estado actual de labores mineras (chimeneas, galerías y cruceros)
- Red troncal actual de tubería de relleno hidráulico.
Longitud total de la nueva red troncal común como a las secciones 2 y 4.
- Perdidas de presión total del sistema
- Construcción de nuevas labores mineras para efectos del transporte de relleno hidráulico
- Condiciones restrictivas de la empresa.
- Debido al desnivel que existe entre la planta concentradora y las secciones 2 y 4, el relleno de éstas últimas solamente es posible mediante el bombeo en dos etapas.

A continuación se detalla las ventajas y desventajas de las seis rutas posibles:

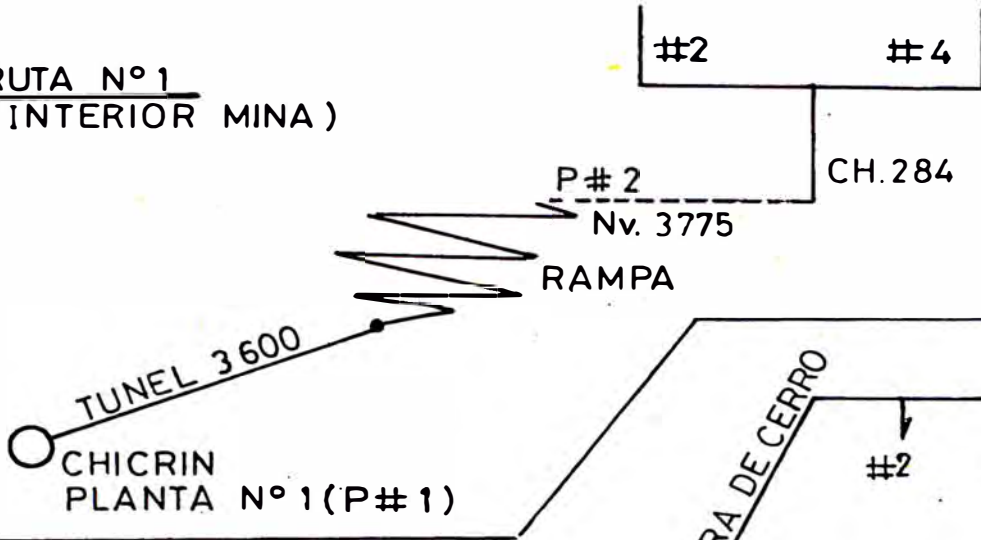
7.1 RUTA Nº 1 : ESTACION DE BOMBEO Nº 2 EN NV - 3775 (VER FIGURA 7.1)

A) VENTAJAS

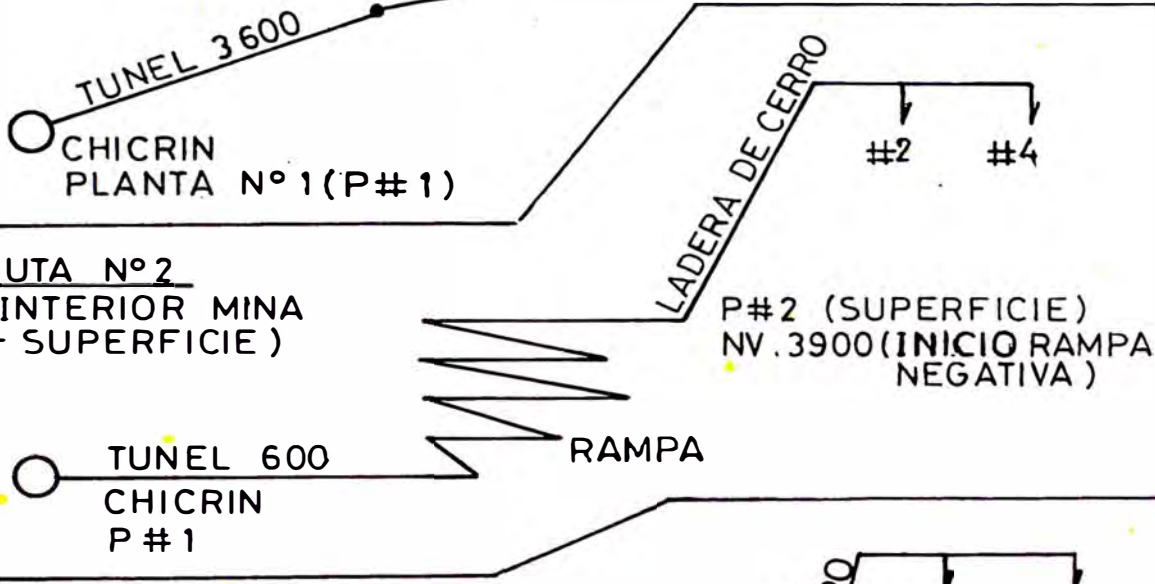
- Estación de bombeo Nº 2 ubicado aún lado de la rampa (-) 5,400 sur, que tiene acceso de superficie.

POSIBLES RUTAS A SER ANALIZADAS: SEIS RUTAS

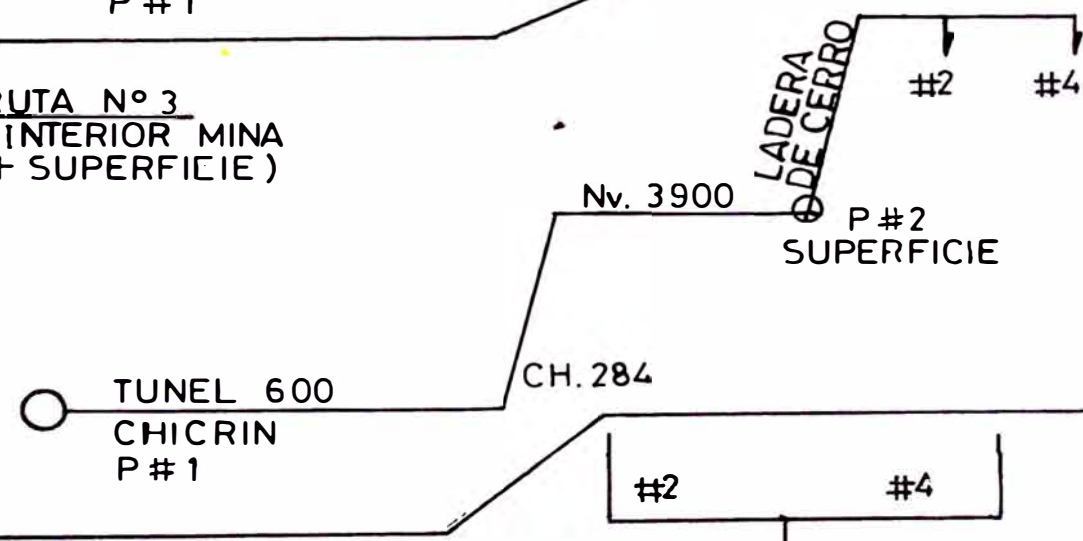
RUTA N° 1
(INTERIOR MINA)



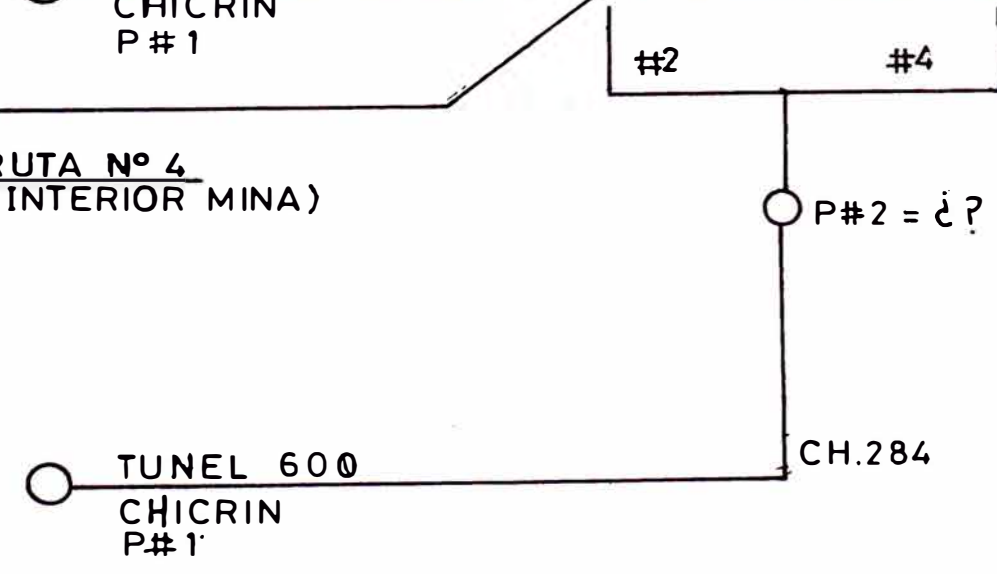
RUTA N° 2
(INTERIOR MINA + SUPERFICIE)



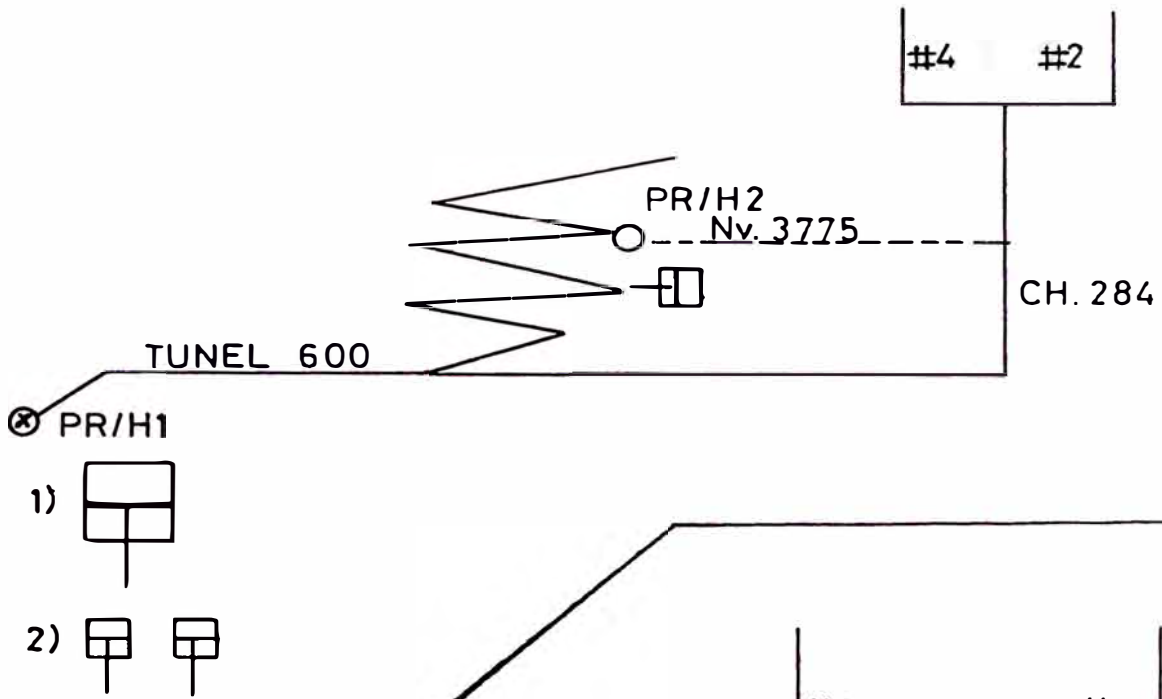
RUTA N° 3
(INTERIOR MINA + SUPERFICIE)



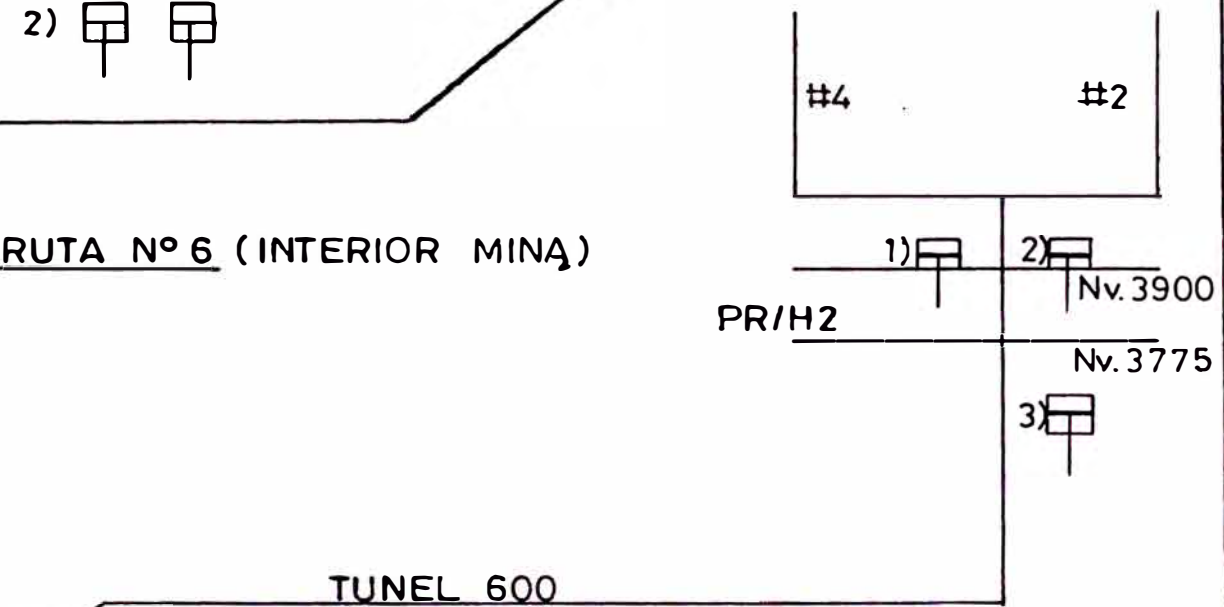
RUTA N° 4
(INTERIOR MINA)



RUTA N° 5 (INTERIOR MINA)



RUTA N° 6 (INTERIOR MINA)



- ⊗ PR/H1
- 1)
 - 2)
 - 3)

COMBINACION

	<u>PR/H1</u>	<u>PR/H2</u>
1)	CON	1)
2)	CON	2)
3)	CON	3)

FIGURA 7.1: RUTA N° 1

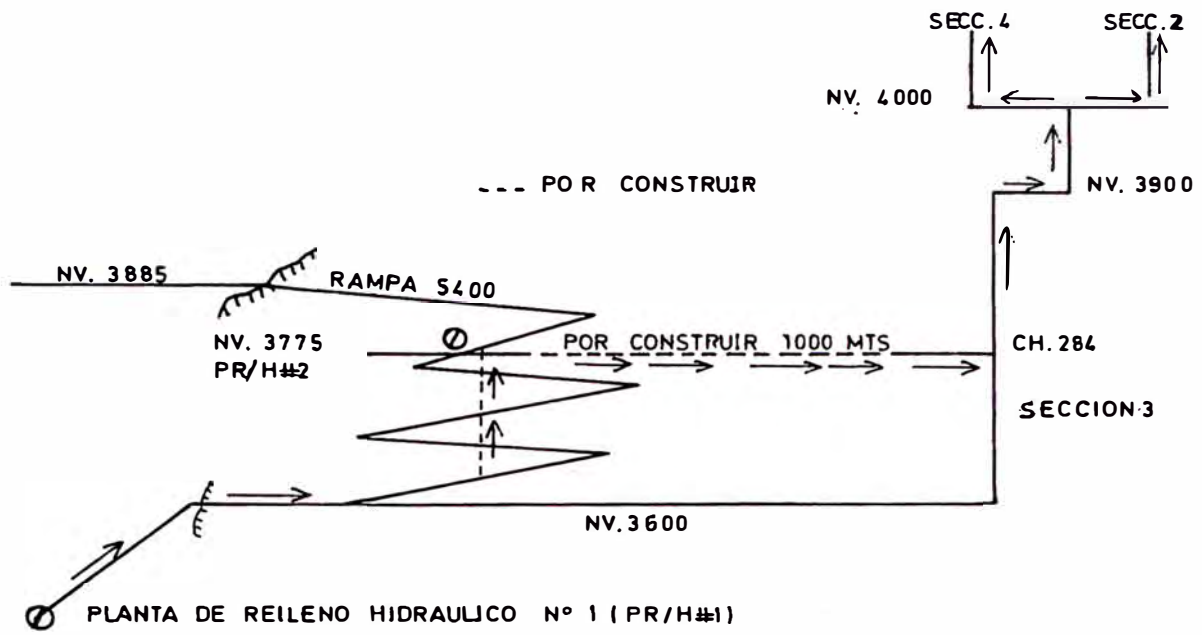


FIGURA 7.2: RUTA N° 2

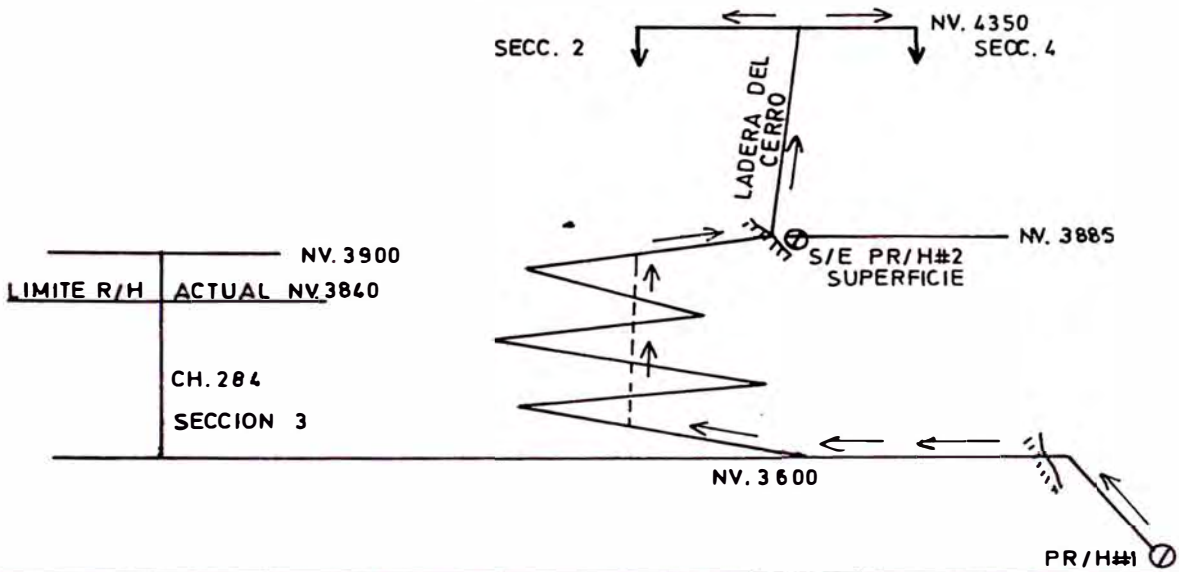


FIGURA 7.3: RUTA N° 3

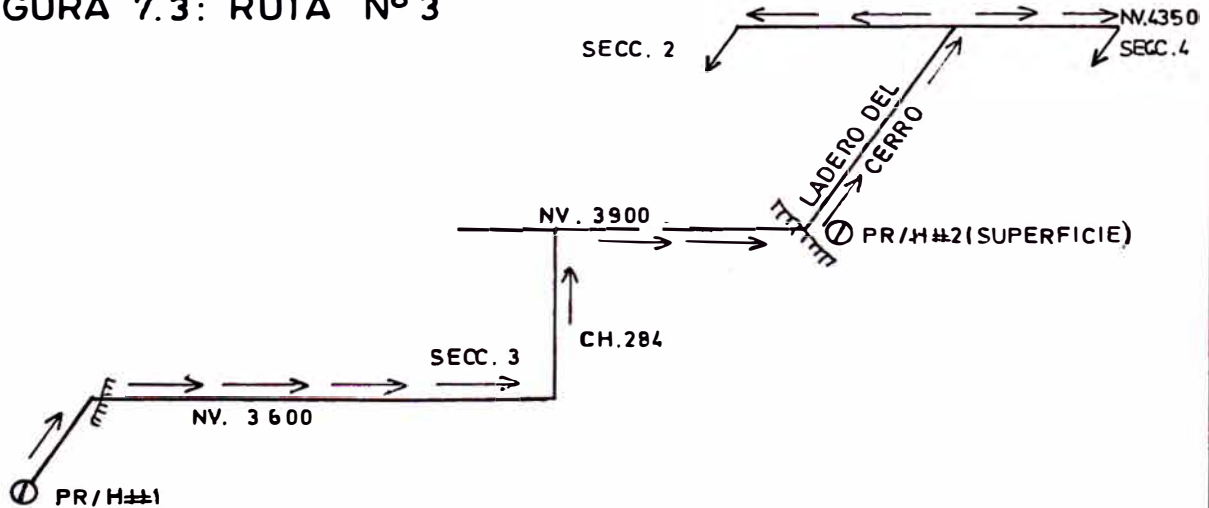


FIGURA 7.4: RUTA Nº 4

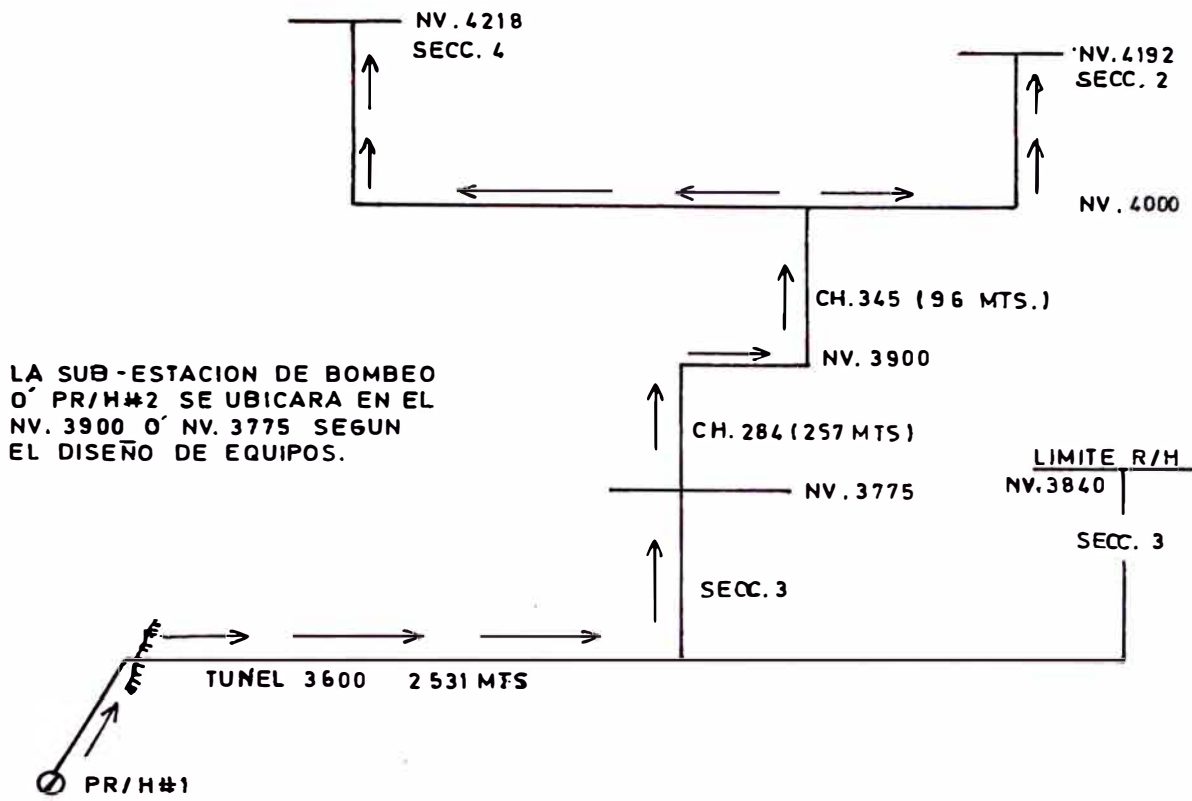


FIGURA 7.5: RUTA Nº 5

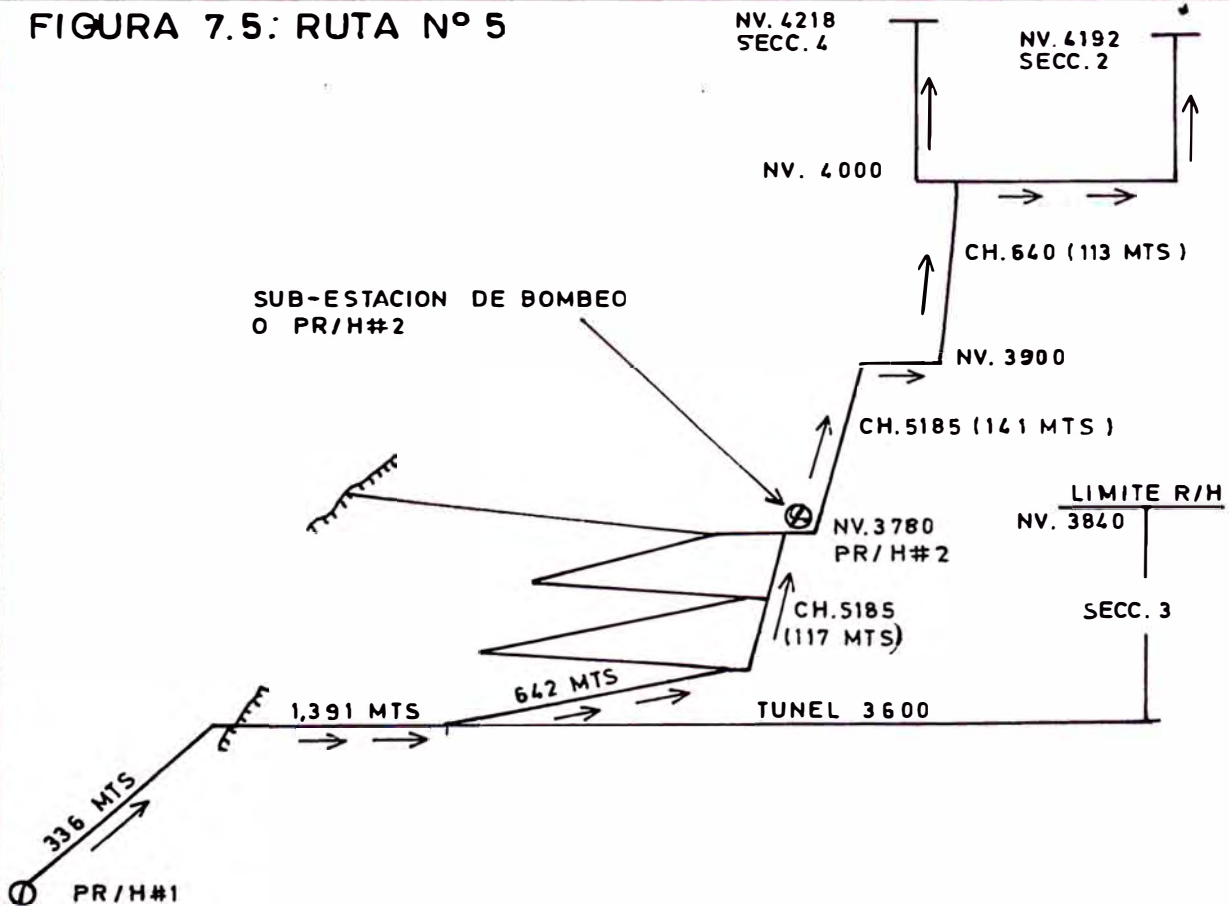


FIGURA 7.6: RUTA N°6

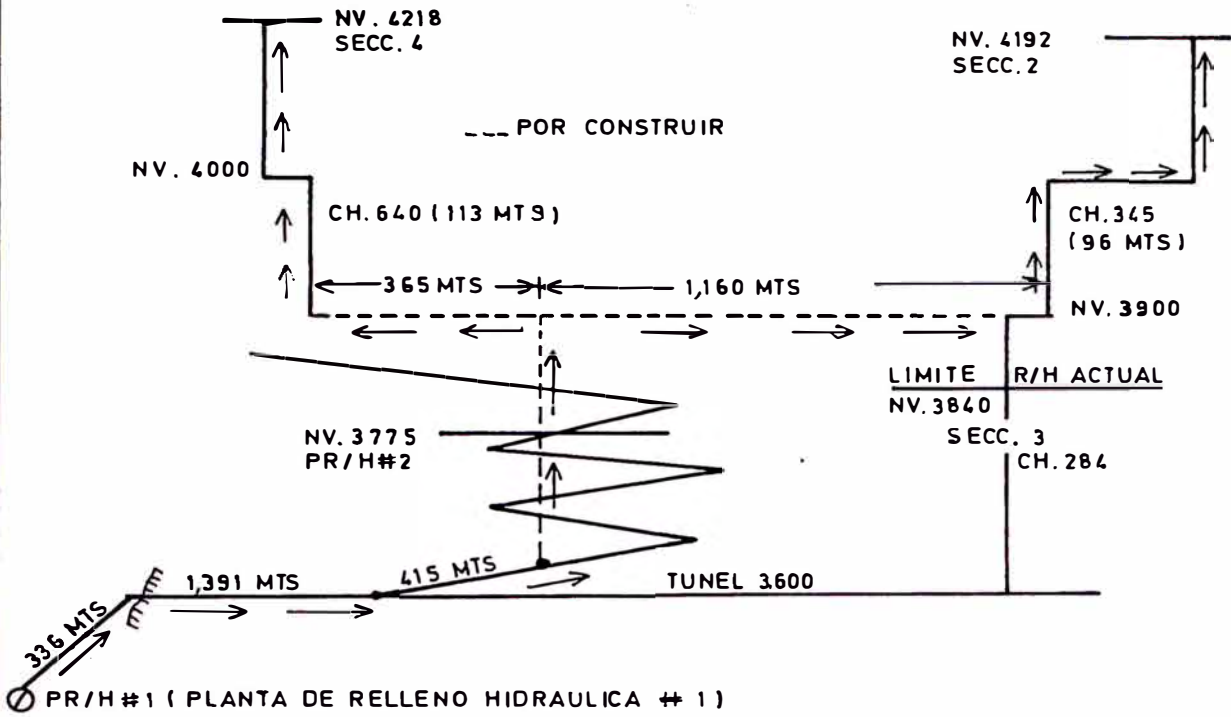


FIGURA 7.1: RUTA Nº1 ALTERNATIVAS EN EL DISEÑO DE EQUIPOS SEGUN UBICACION DE LA SUBESTACION DE REBOMBEO.

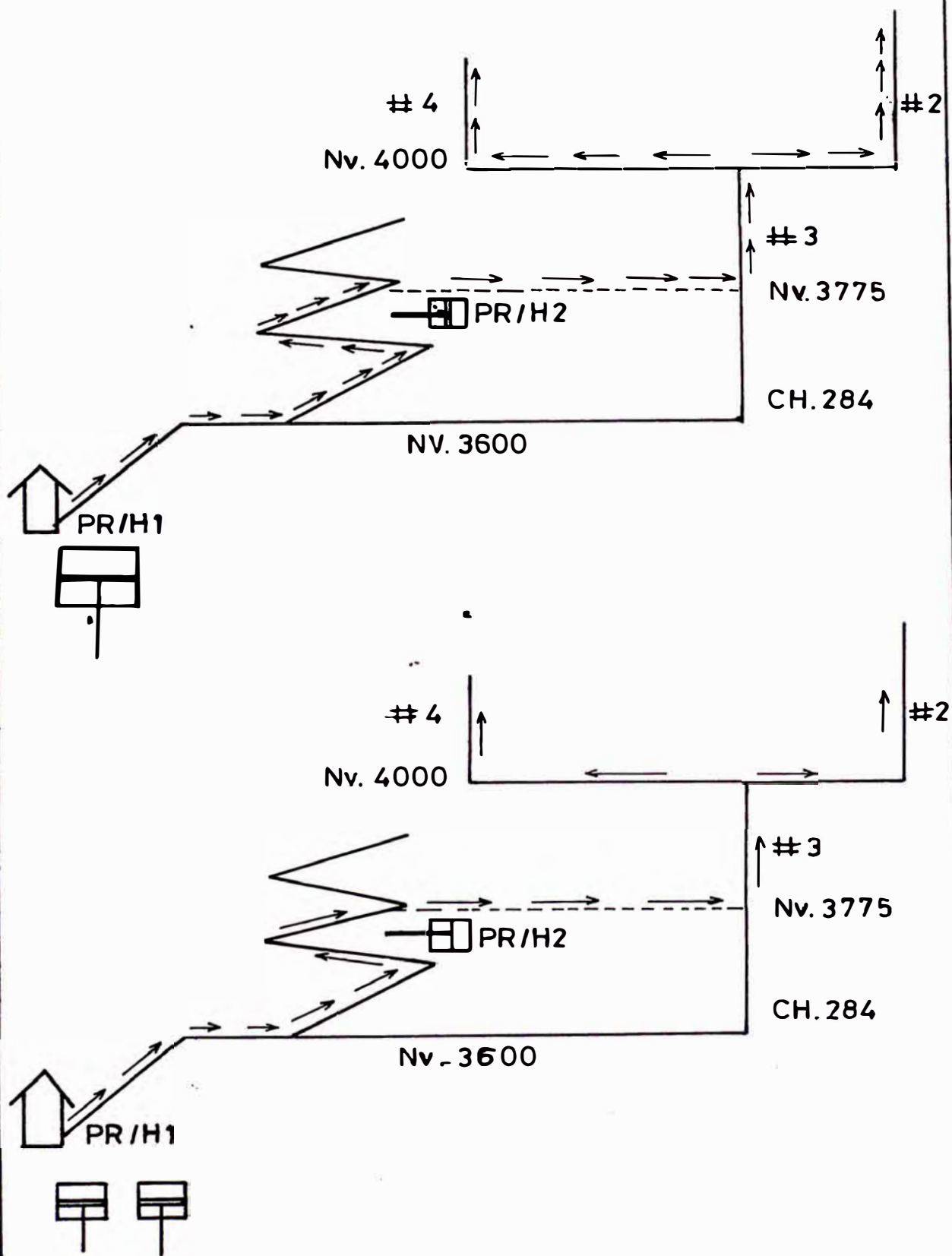
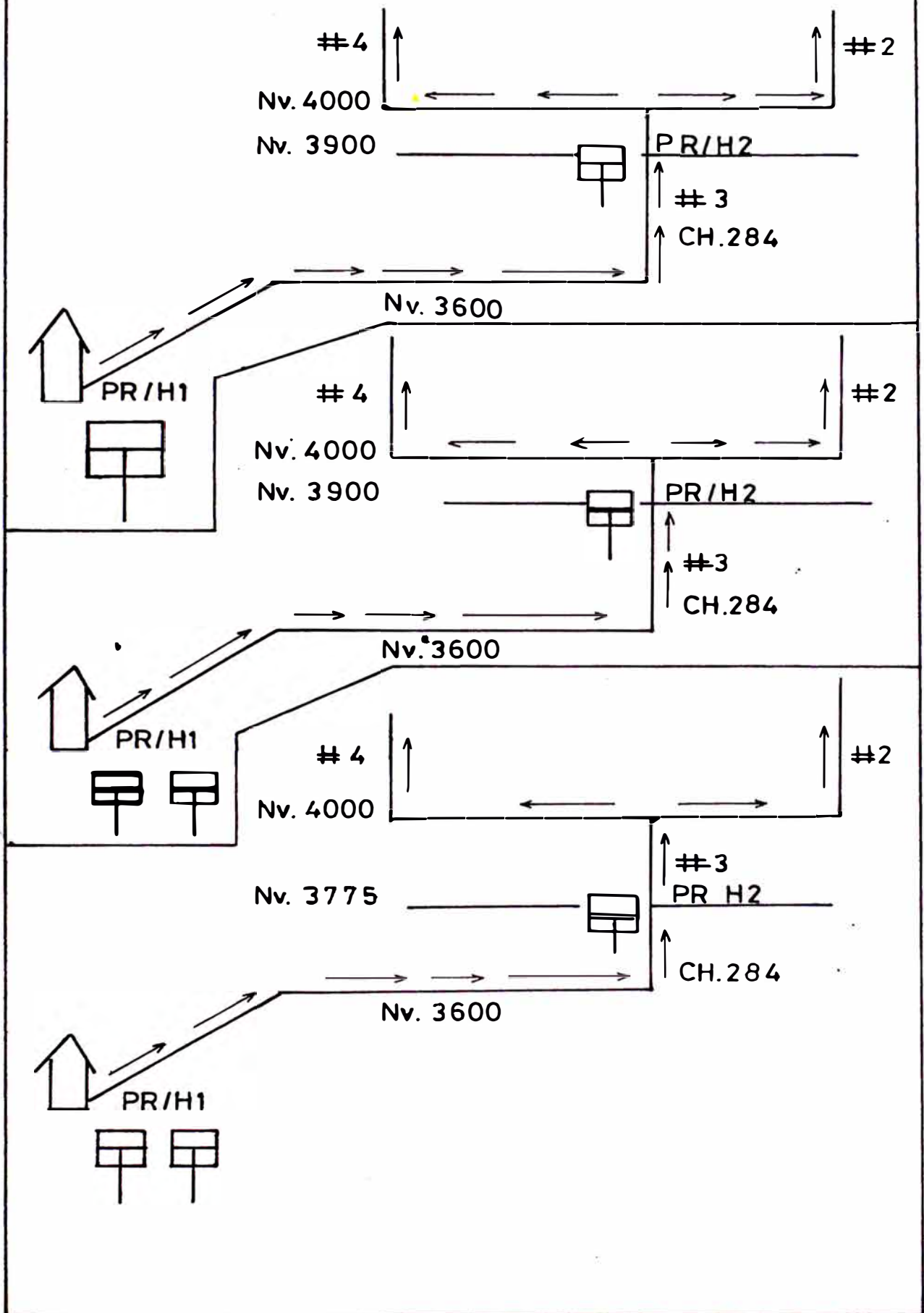


FIGURA: 7.4: RUTA Nº4 ALTERNATIVAS EN EL DISEÑO DE EQUIPOS SEGUN LA UBICACION DE LA SUB ESTACION DE REBOMBEO.



- La red troncal está cerca a todos los cuerpos mineralizados de Santa Bárbara (nv 3600 - NV-3775)
- Independencia de la red eléctrica de la estación N^o2 respecto de la red de equipos de producción mina

B) DESVENTAJAS

- Falta construir 1,000 mts. de crucero para integrar la rampa 5,400 (-) sur (Santa Bárbara) con la sección N^o 3, Este crucero debe de cortar zonas débiles que necesitarán sostenimiento.

Falta construir 135 mts. de chimenea en el plano vertical del desarrollo de la rampa 5,400 (-) sur

La pérdida de presión total de la segunda estación de bombeo respecto al punto de descarga más alejado (NV 4218; sección 4) Es bastante alto, obligando con ello a operar con una densidad baja.

7.2 RUTA N^o 2 : ESTACION DE BOMBEO N^o 2 EN SUPERFICIE (VER FIG 7.2)

A) VENTAJAS

- Estación de bombeo N^o 2 construida íntegramente en superficie, considerando todas las ventajas que ello implica.
- La red troncal está cerca a los cuerpos mineralizados en la profundización del yacimiento Santa Bárbara.
- Instalación de tuberías por superficie para el relleno de las secciones 2 y 4, considerar las ventajas que ello supone.

El relleno llegaría hasta el NV-4350

Con esta ruta, es posible recuperar reservas eventualmente accesibles, pero cuya dificultad es el relleno, estas reservas están aisladas del centro de gravedad actual en la explotación de la sección N^o 2

B) DESVENTAJAS

Debido a la ubicación de la estación de bombeo N^o 2, la pulpa llegará a esta con una baja densidad procedente de la estación de bombeo N^o1 ubicado en Chicrín, utilizando una tubería de mayor diámetro.

- Falta construir 165 mts. de chimenea, en el plano vertical del desarrollo de la rampa 5400(-) sur.

Debido a la instalación d la red troncal común a las secciones 2 y 4 por superficie, el relleno de estas será prácticamente por gravedad en su tramo final (del NV-4350 hacia niveles inferiores) Esto demandará un gasto mayor en el consumo de energía.

7.3 RUTA N^o 3 : ESTACION DE BOMBEO N^o 2 EN EL NV-3900 (BOCA MINA) (VER FIG. 7.3)

A) VENTAJAS

→ Estación de bombeo N^o2 construida en superficie

- Instalación de tuberías por superficie para el relleno de las secciones 2 y 4 (red troncal común)

B) DESVENTAJAS

- Necesita una red troncal con tubería de mayor diámetro (mas de 4" \varnothing), esto debido a la diferencia de nivel entre las dos plantas de relleno hidráulico, lo que fija las restricciones en la densidad de pulpa (baja densidad)

La red troncal (planta de bombeo N^o1 - planta de bombeo N^o 2) muy extensa.

Diferentes diámetros de tubería para el relleno:

Sección N^o 3 = 4" \varnothing

Secciones 2 y 4(red troncal común)= mayor de 4" \varnothing

El relleno de los stopes ubicados en los niveles inferiores al NV 4350, demandará un costo mayor.

7.4 RUTA Nº4 : ESTACION DE BOMBEO Nº 2 UBICADO EN EL NV-3900 ó EN EL NV-3775 (INTERIORMINA) (VER FIGURA 7.4)

A) VENTAJAS

Estación de bombeo Nº 2 construida en interior mina (seguridad en casos de sabotaje externo).

- No necesita preparar labores de gran envergadura (se aprovechará lo existente).
- Se puede enviar una buena densidad de pulpa

B) DESVENTAJAS

- El terreno donde se construirá la segunda estación de bombeo no es bueno, necesitará sostenimiento.

La estación de bombeo Nº2 necesitará un clima específico de trabajo(en el nv-3775 la temperatura es mayor de 25°C)

- Red troncal de esta ruta no integra las labores de la profundización de Santa Bárbara.
- Red troncal bastante extensa

7.5 RUTA Nº 5 : ESTACION DE BOMBEO Nº 2 UBICADO EN EL NV-3780 (RAMPA 5400 (-) SUR : PROFUNDIZACION DE SANTA BARBARA) (VER FIGURA 7.5)

A) VENTAJAS

La red troncal común a las secciones 2 y 4, integra las labores de la profundización de Santa Bárbara.

La estación de bombeo Nº2 tiene acceso desde su perficie mediante la rampa 5400(-) sur, la estación estará en terreno firme (caliza silicificada)

- La red troncal común es de menor longitud, en comparación con las rutas anteriores.
- El 98% de la red troncal común estará construida en terreno competente.

La estación Nº1 enviará pulpa con una buena densidad hacia la estación Nº 2.

El costo de rellenar stopes en los niveles inferiores (secciones 2 y 4) será menor
 - Uniformiza el diámetro de tubería con la red troncal del relleno hidráulico a la sección N^o 3.

B) DESVENTAJAS

- Falta construir 258 mts. de chimenea en el extremo sur de la curvatura de la rampa 5400 (-) sur, esta chimenea deberá llegar hasta el NV-3900

Parte de la red troncal de tuberías a la sección 2 tendrá que ser instalada en terrenos muy alterados, que en la actualidad tienen sostenimiento con cuadros (CX 399E, CX 580 SUR Y CX 615 SUR: Cuya longitud total con sostenimiento de cuadros es de aproximadamente 600 metros.

Además tanto el CX 399E como el CX 580 SUR, son labores donde el transporte de minerales es intenso (con carros tipo Gramby 80 pies 3) y ante una eventualidad de derrumbe ocasionará rotura en la tubería de R/H obstruyendo el transporte.

7.6 RUTA N^o 6: ESTACION DE BOMBEO N^o 2 UBICADO EN EL NV-3775 (DESARROLLO DE LA RAMPA (-) 5400) (VER FIGURA 7.6)

A) VENTAJAS

- La red troncal común a las secciones 2 y 4, integra las labores de profundización de Santa Bárbara.

La estación de bombeo N^o2 tiene acceso de superficie a través de la rampa 5400(-) sur

La estación de bombeo N^o 2 estará construida en terreno consistente.

Se puede enviar una buena densidad de pulpa de la estación N^o1 a la estación N^o2

B) DESVENTAJAS

Falta construir 1,600 mts. de crucero en el NV-3900, el cual interceptará zonas débiles que necesitará sostenimiento.

Falta construir 260 mts. de chimenea para llegar al crucero por construir en el NV-3900

- La red total es demasiado larga, originando con ello excesiva fricción.

7.7 RUTAS SELECCIONADAS A SER EVALUADAS TECNICA Y ECONOMICAMENTE : DISEÑO FINAL

Analizando las ventajas y desventajas para cada ruta, se ha tomado en consideración que para decidir el diseño final, esta tendrá que ser el resultado de evaluar técnica y económicamente la ruta N^o 4 y la ruta N^o 5.

7.8 CRITERIOS A CONSIDERAR PARA LA UBICACION DE LA ESTACION DE BOMBEO N^o 2

Una de las decisiones importantes en el proyecto de ampliación del sistema de relleno hidráulico, es el de determinar la ubicación de la estación de bombeo N^o 2. Para resolver la toma de decisión, se ha tomado en consideración los siguientes aspectos:

7.8.1 DISTRIBUCION ESPACIAL DE RESERVAS

La explotación de reservas minerales, en los últimos 50 años se ha realizado en términos generales, desde las zonas altas hacia la profundización de la mineralización.

La misma tendencia se mantendrá en el futuro. Por todo lo anteriormente dicho, la ubicación de la estación de bombeo N^o 2 tendrá que tomar en consideración la ubicación, distribución y cantidad de las reservas.

En otras palabras diremos que la estación de bombeo N^o 2 deberá asegurar una vida óptima de operación de por lo menos 5 años ver fig. 7.7

7.8.2 NIVEL CON SALIDA A SUPERFICIE

Otra de las condiciones que se requiere para la ubicación de la estación de bombeo N^o 2, es un nivel con salida a superficie; esto facilitará muchos aspectos desde la instalación de los equipos, operación y mantenimiento de los mismos.

7.8.3 EFICIENCIA DE LA PRIMERA ESTACION DE BOMBEO A DIFERENTES NIVELES

La ubicación de la estación de bombeo N^o2, deberá ser tal que la bomba ubicada en la primera estación (Chicrín) sea capaz de colocar mensualmente en dicho nivel un determinado volumen de arenas gruesas para el relleno de las selecciones 2 y 4.

La densidad de trabajo de la primera estación en el envío de pulpa a la estación N^o 2, juega un papel fundamental en el relleno de las secciones 2 y 4.

CAPITULO VIII

EVALUACION TECNICA DE RUTAS SELECCIONADAS ALTERNATIVAS A CONSIDERACION EN EL DISEÑO DE EQUIPOS

8.0 COMENTARIO

En este capítulo se mostrará el análisis técnico de las rutas N°4 y N°5, las mismas que serán analizadas considerando las alternativas en la ubicación de la segunda estación de bombeo y en el diseño de equipos que deben operar en las estaciones de bombeo.

8.1 EVALUACION TECNICA DE LA RUTA N° 4

En la fig. 7.4 Se muestra la ruta N° 4, Según ello tenemos:

8.1.1 ALTERNATIVA N° 1: INSTALACIÓN DE UNA BOMBA VOLUMÉTRICA (Bo) EN LA ACTUAL PLANTA DE RELLENO HIDRÁULICO (UBICADO EN CHICRÍN) VER FIG 8.3

El problema se reduce a determinar el tamaño de una bomba volumetrica (Bo) que sea capaz de enviar pulpa a todas las labores en explotación en la Mina Atacocha (bombeo directo a sección N°3 y en combinación con otra bomba(B1) a secciones 2 y 4)

8.1.1.1 CONSIDERACIONES INICIALES

caudal = $2.68 \text{ M}^3/\text{min} = 0.04467 \text{ m}^3/\text{seg}$

temperatura = $-2^\circ \text{ A } 10^\circ \text{ C}$

PH = 8.5

GRAVEDAD ESPECIFICA:

relave general = 3.0428

Under-flow = 3.1286

Over-flow = 2.9057

CD = 0.44

viscosidad dinámica del agua = 1.308 Centipoise

rugosidad de la tubería = 0.05

8.1.1.2 VALORES DE F1

El factor adimensional F1 se obtiene del gráfico diámetro de partículas máximo versus concentración de sólidos en volúmen (ver fig 8.1)

Ejemplo:

Para $S_m = 1.35$; $S_s = 3.1286$; $C_v = 16.44\%$

Entramos con 297 micrones (0.297 mm) malla 50 tamaño máximo de partículas y la curva (interpolada) 18.36 % en C_v y se obtiene 1.43 el valor de F1.

S_m	$C_v(\%)$	$C_w(\%)$	F1
1.25	11.74	29.39	1.36
1.30	14.09	33.91	1.39
1.35	16.44	38.10	1.43
1.40	18.79	41.99	1.44
1.45	21.14	45.61	1.47
1.50	23.49	48.99	1.50
1.55	25.84	52.16	1.51
1.60	28.19	55.12	1.52
1.65	30.54	57.91	1.525
1.70	32.89	60.53	1.530
1.75	35.23	62.98	1.540
1.80	37.58	65.32	1.550

8.1.1.3 SELECCION DEL DIAMETRO DE TUBERIA

De acuerdo a la realidad operativa de la Mina Atacocha, el bombeo directo de pulpa se realiza utilizando tubería con un diámetro de 4" \varnothing , esto indica que en el diseño integral del sistema ampliado, el diámetro de tubería puede variar de 4 a 6" pulgadas; pero a manera de ilustración realizaremos algunos cálculos cuyos resultados confirmarán nuestras suposiciones.

El cálculo del diámetro de tubería se determinará considerando tres aspectos:

A) VELOCIDAD CRITICA DE DEPOSICION (V_{cd})

$$V_{cd} = F1 (2 G D (S_s - S_m) / S_m)^{1/2}$$

B) VELOCIDAD DE MINIMA PERDIDA (Vo)

$$V_o = 3.43 C_v^{1/3} \left(\frac{G D (S_g - 1)}{C D^{0.5}} \right)^{0.5} \quad \text{mts/seg}$$

C) VELOCIDAD REAL (Vr)

$$V_r = \frac{4 Q}{(\pi D^2)} \quad \text{Mts/seg}$$

Donde se debe cumplir:

$$V_{cd} < V_r < V_o$$

Realizando la primera aproximación tenemos:

$$D = \frac{0.0153 \times P_s^{0.4} \times C D^{0.1}}{C_v^{0.53} \times S_g^{0.4} \times (S_g - 1)^{0.2}}$$

Donde:

$$P_s = Q \times S_m \times C_w \times 60 \quad (\text{ton/hr})$$

Para:

$$S_m = 1.25 ; C_v = 11.74\% \quad C_w = 29.39\% \quad y$$

$$Q = 2.68 \text{ m}^3/\text{min}$$

$$P_s = 2.68 \times 1.25 \times 0.2939 \times 60 = 59.07 \text{ ton/hr}$$

$$D = \frac{0.0153 \times 59.07^{0.4} \times 0.44^{0.1}}{0.1174^{0.53} \times 3.1286^{0.4} \times (3.1286 - 1)^{0.2}} = 4.809''$$

Para:

$$S_m = 1.60 ; C_v = 28.19\% ; C_w = 55.12\% \quad y \quad Q = 2.68 \text{ m}^3/\text{min}$$

$$P_s = 2.68 \times 1.60 \times 0.5512 \times 60 = 141.81 \text{ ton/hr}$$

$$D = \frac{0.0153 \times 141.81^{0.4} \times 0.44^{0.1}}{0.2819^{0.53} \times 3.1286^{0.4} \times (3.1286 - 1)^{0.2}} = 4.291''$$

De ambos resultados se comprueba que el diámetro de diseño será mayor de 4"ø

A) Realizando los cálculos de la velocidad crítica de deposición (Vcd) tenemos:

A.1) para D = 4" (0.1016 mts)

$$- Sm = 1.25 ; F1 = 1.36$$

$$Vcd = 1.36 \times (2 \times 9.8 \times 0.1016 \times (3.1286 - 1.25) / 1.25)^{0.5}$$

$$Vcd = 2.35 \text{ mts/seg}$$

$$- Sm = 1.60 ; F1 = 1.52$$

$$Vcd = 1.52 \times (2 \times 9.8 \times 0.1060 \times (3.1286 - 1.6) / 1.60)^{0.5}$$

$$Vcd = 2.09 \text{ mts/seg}$$

A.2) para D = 5" (0.1270 mts)

$$- Sm = 1.25 ; F1 = 1.36$$

$$Vcd = 1.36 \times (2 \times 9.8 \times 0.1270 \times (3.1286 - 1.25) / 1.25)^{0.5}$$

$$Vcd = 2.63 \text{ mts/seg}$$

$$- Sm = 1.60 ; F1 = 1.52$$

$$Vcd = 1.52 \times (2 \times 9.8 \times 0.1270 \times (3.1286 - 1.6) / 1.6)^{0.5}$$

$$Vcd = 2.34 \text{ mts/seg}$$

A.3) para D = 6" (0.1524 mts)

$$- Sm = 1.25 ; F1 = 1.36$$

$$Vcd = 1.36 \times (2 \times 9.8 \times 0.1524 \times (3.1286 - 1.25) / 1.25)^{0.5}$$

$$Vcd = 2.88 \text{ mts/seg}$$

$$- Sm = 1.60 ; F1 = 1.52$$

$$Vcd = 1.52 \times (2 \times 9.8 \times 0.1524 \times (3.1286 - 1.60) / 1.60)^{0.5}$$

$$Vcd = 2.57 \text{ mts/seg}$$

B) Realizando los cálculos de la velocidad de mínima pérdida tenemos:

B.1) Para D = 4" (0.1016 mts); Sm = 1.25 ; Cv = 11.74 %

$$Vo = 3.43 \times (0.1174)^{1/3} \left(\frac{9.8 \times 0.1016 \times (3.1286 - 1)}{0.440^{0.5}} \right)^{0.5}$$

$$Vo = 3.00 \text{ mts/seg}$$

Para: D = 4"; Sm = 1.60 ; Cv = 28.19%

$$Vo = 3.43 \times (0.2819)^{1/3} \left(\frac{9.8 \times 0.1016 \times (3.1286 - 1)}{0.44^{0.5}} \right)^{0.5}$$

$$V_o = 4.02 \text{ mts/seg}$$

B.2) Para: D = 5" (0.1270 mts); Sm = 1.25; Cv = 11.74%

$$V_o = 3.43 \times (0.1174)^{1/3} \left(\frac{9.8 \times 0.127 \times (3.1286-1)}{0.44^{0.5}} \right)^{0.5}$$

$$V_o = 3.36 \text{ mts/seg}$$

Para: D = 5" (0.127 mts) ; Sm = 1.60; Cv = 28.19 %

$$V_o = 3.43 \times (0.2819)^{1/3} \left(\frac{9.8 \times 0.1270 \times (3.1286-1)}{0.44^{0.5}} \right)^{0.5}$$

$$V_o = 4.5 \text{ mts/seg}$$

B.3) Para: D = 6" (0.1524 mts); Sm = 1.25; Cv = 11.74%

$$V_o = 3.43 \times (0.1174)^{1/3} \left(\frac{9.8 \times 0.1524 \times (3.1286-1)}{0.44^{0.5}} \right)^{0.5}$$

$$V_o = 3.67 \text{ mts/seg}$$

Para: D = 6" (0.1524 mts) ; Sm = 1.60; Cv = 28.19 %

$$V_o = 3.43 \times (0.2819)^{1/3} \left(\frac{9.8 \times 0.1524 \times (3.1286-1)}{0.44^{0.5}} \right)^{0.5}$$

$$V_o = 4.92 \text{ mts/seg}$$

C) cálculo de velocidades reales atraves de la tubería

C.1) tubería de 4" ø (0.1016 mts)

$$Q = V \times A = (\pi D^2 V)/4 \quad V = (4 Q)/(\pi D^2)$$

Para: Q = 2.68 m³/min ; D = 4" = 0.1016 Mts

$$V = \frac{4 \times 2.68}{3.1416 \times (0.1016)^2 \times 60} \text{ mts/seg}$$

$$V = 5.51 \text{ mts/seg}$$

C.2) tubería de 5" ø (0.1270 mts)

$$V = (4 Q)/(\pi D^2 \times 60)$$

$$V = \frac{4 \times 2.68}{3.1416 \times (0.1270)^2 \times 60} \text{ mts/seg}$$

$$V = 3.53 \text{ mts/seg}$$

C.3) tubería de 6" \varnothing (0.1524 mts)

$$V = (4 Q)/(60 \pi D^2)$$

$$V = 4 \times 2.68/(60 \times 3.1416 \times (0.1524)^2)$$

$$V = 2.45 \text{ mts/seg}$$

Debido a la importancia de la velocidad crítica en el diseño de la tubería y no existiendo una fórmula específica para poder determinar su valor real, muchos investigadores hacen uso de fórmulas empíricas, que en la práctica dan resultados bastante satisfactorios, según ellos tenemos.

D) Velocidad crítica en función del tamaño de partículas (fórmula de Steel)

$$V_c = F_2 (2 G d (S_s - 1))^{1/2}$$

Donde

V_c = Velocidad crítica

F_2 = Concentración de partículas

d = Tamaño de las partículas en una determinada malla(en mm)

$$S_s = 3.1286$$

Según el análisis granulométrico que se muestra en la tabla 6.3 tenemos:

- Partículas de malla 325

$$V_c = 8.3 \times (2 \times 9.8 \times 0.000044 \times (3.1286 - 1))^{0.5}$$

$$V_c = 0.356 \text{ mts/seg}$$

- Partículas de malla 200

$$V_c = 11.4 \times (2 \times 9.8 \times 0.000074 \times (3.1286 - 1))^{0.5}$$

$$V_c = 0.633 \text{ mts/seg}$$

- Partículas de malla 140

$$V_c = 14.70 \times (2 \times 9.8 \times 0.000105 \times (3.1286 - 1))^{0.5}$$

$$V_c = 0.973 \text{ mts/seg}$$

- Partículas de malla 100

$$V_c = 22.5 \times (2 \times 9.8 \times 0.000149 \times (3.1286 - 1))^{0.5}$$

$$V_c = 1.77 \quad \text{mts/seg}$$

- Partículas de malla 60

$$V_c = 12.9 \times (2 \times 9.8 \times 0.000250 \times (3.1286 - 1))^{0.5}$$

$$V_c = 1.317 \quad \text{mts/seg}$$

- Partículas de malla 50

$$V_c = 20.1 \times (2 \times 9.8 \times 0.00029 \times (3.1286 - 1))^{0.5}$$

$$V_c = 2.24 \quad \text{mts/seg}$$

E) Resumen General

En la tabla 8.1 se muestra el análisis detallado para poder determinar el (los) diámetro(s) de diseño.

Finalmente el diámetro de diseño de la tubería es de 6"

8.1.1.4 SELECCION DEL TAMAÑO DE LA BOMBA VOLUMETRICA(Bo)-RELLENO A SECCION Nº 3 Y AL NV-3900(SEGUNDA ESTACION DE BOMBEO)

La selección de la potencia de la bomba volumétrica (Bo) requerida, se calculará a partir de las pérdidas de presión en las tuberías(en metros de agua), mas la altura geodésica de la instalación; estos parámetros determinan la altura total que tiene que vencer la bomba volumétrica.

A.- Cálculo del coeficiente de pérdida de carga primaria (Hf)

Las pérdidas de carga en las tuberías en general son de dos clases: Primarias y secundarias.

Las pérdidas primarias son las pérdidas de superficie en el contacto del fluido con la tubería (capa límite), rozamiento de unas capas de fluido con otras(régimen laminar) o de las partículas de fluido entre si (régimen turbulento) tienen lugar en flujo uniforme, por tanto principalmente en los tramos de tubería de sección constante.

Las pérdidas secundarias son las pérdidas de forma, que tienen lugar en las transiciones (estrechamientos ó

expansiones de la corriente), codos, válvulas, y en toda clase de accesorios de tubería.

Para el caso de transporte de pulpas por tuberías solo se considera las pérdidas de carga primaria; en el transporte de pulpas no se usan codos, válvulas y toda clase de accesorios, en su lugar se usan tubos con curvas cuyo radio de curvatura es de un mínimo de 5 mts, válvulas pinch, en general podemos despreciar las 2 pérdidas de carga secundaria.

$$\text{RUGOSIDAD RELATIVA (Rr)} = \frac{\text{Rugosidad de la tubería}}{\text{Diámetro}}$$

$$Rr = \frac{0.05 \text{ mm}}{6" \varnothing (152.4 \text{ mm})} = 0.000328$$

Cálculo del número de reynolds (Re).-

$$Re = \frac{\rho_1 \times V \times D}{\mu}$$

Donde:

μ = Viscosidad dinámica para el agua a 10°C

μ = 1.308 Centipoise = 0.006358 kg/m x seg

Q = 2.68 m³/min = 0.04467 m³/seg

D = 6.0" = 0.1524 mts

V = 2.45 mts/seg

ρ_1 = Densidad del agua = 1,000 kgs/m³

$$Re = \frac{1,000 \times 2.45 \times 0.1524}{0.006358}$$

$$Re = 5.8726 \times 10^4$$

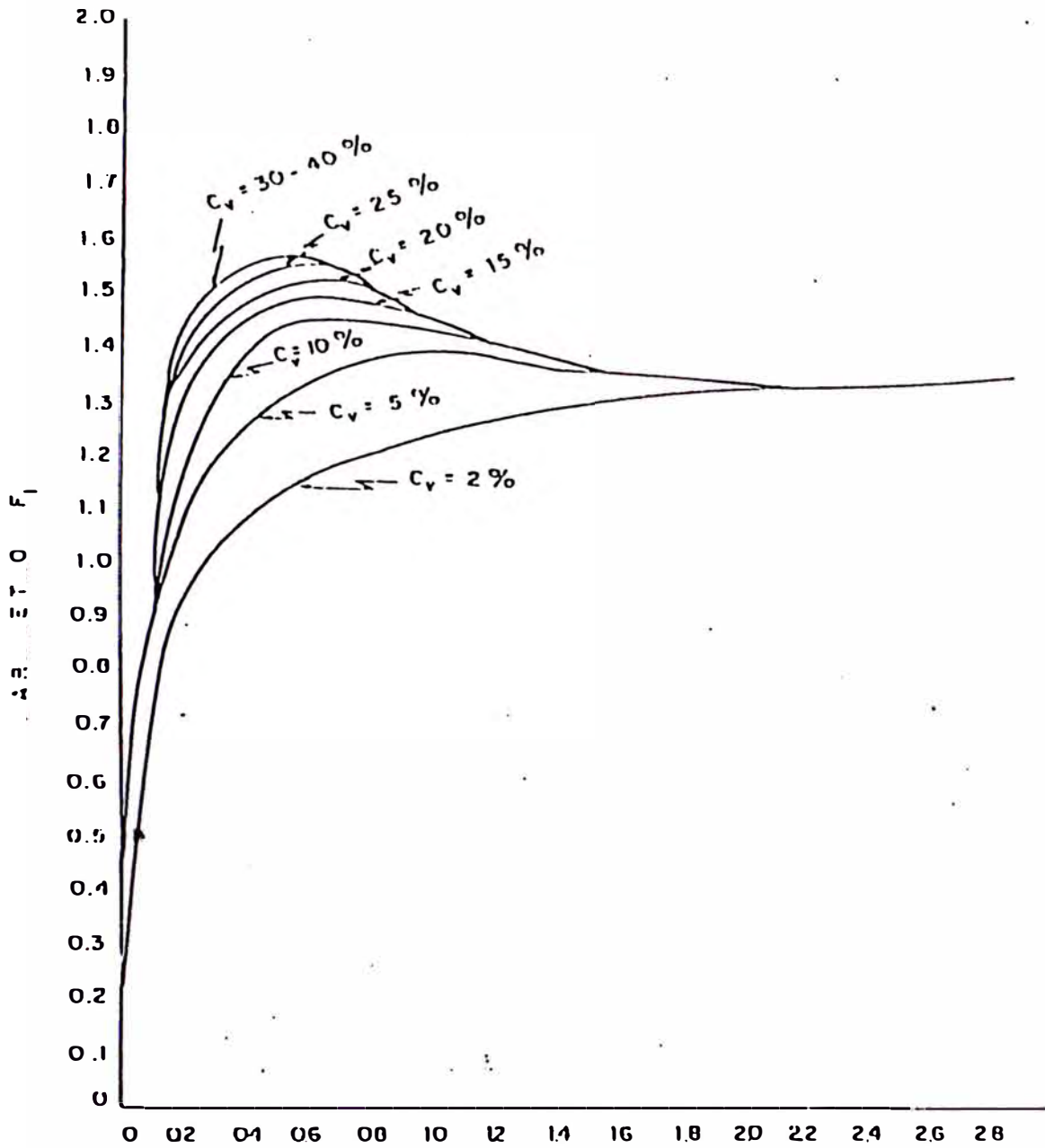
Con Rr y Re entramos en el diagrama de Moody (fig 8.2), y se obtiene :

$$H_f = 0.0217$$

B.- Cálculo de pérdidas de presión (h_{ff})

Las pérdidas de presión en el transporte de sólidos por tuberías se deben a tres factores:

- Debido a la fricción del fluido portante (h_f)

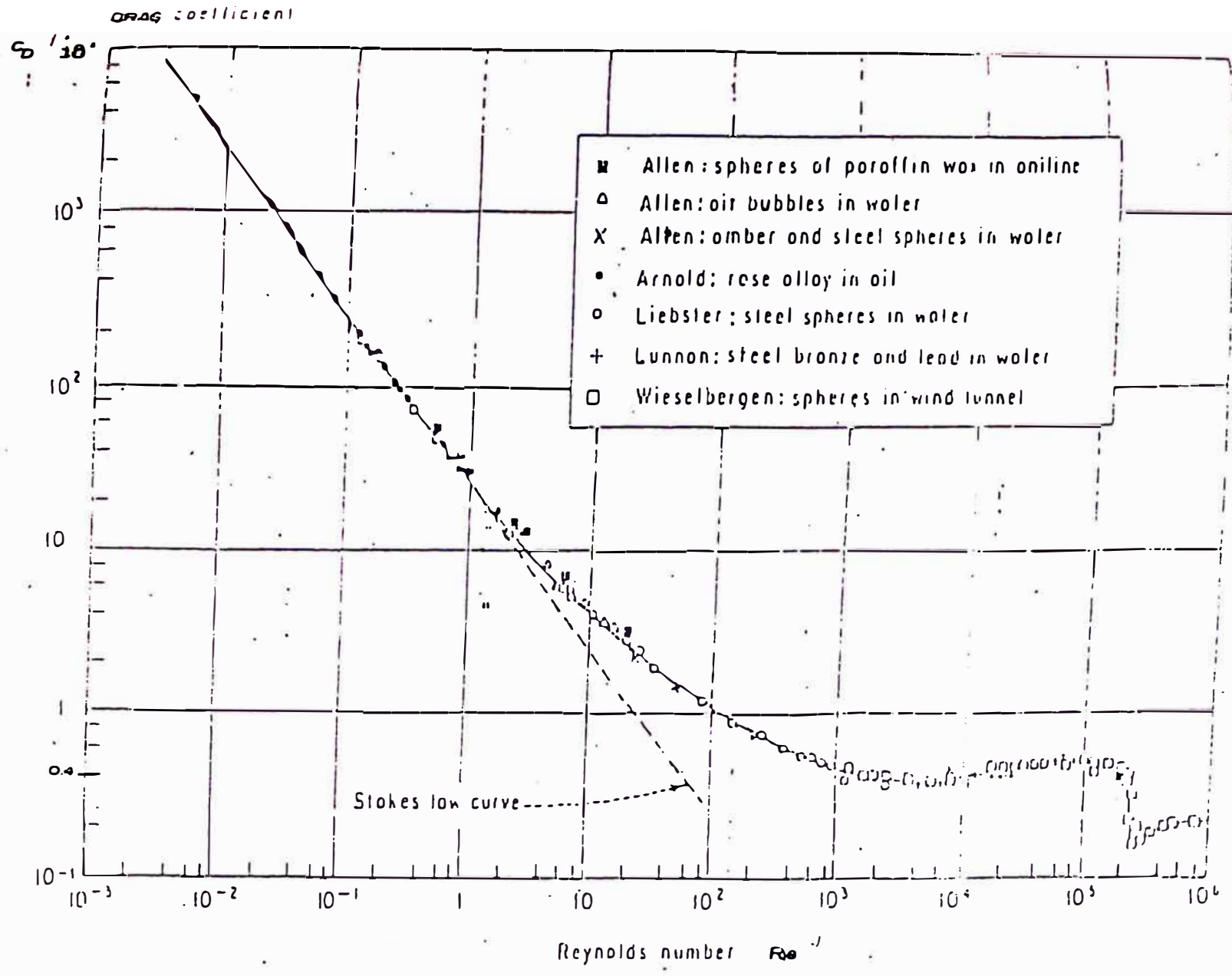


TAMAÑO DE PARTICULAS MAXIMO (mm)

F_1 COMO FUNCION DEL TAMAÑO DE PARTICULAS MAXIMO Y DE LA CONCENTRACION DE SOLIDOS EN VOLUMEN.

(Durand - Condolios)

Fig 8.1



COEFICIENTE DE ARRASTRE (C_D)

APENDICE 14

DIAGRAMA DE MOODY PARA HALLAR EL COEFICIENTE DE PERDIDAS DE CARGA λ EN TUBERIAS

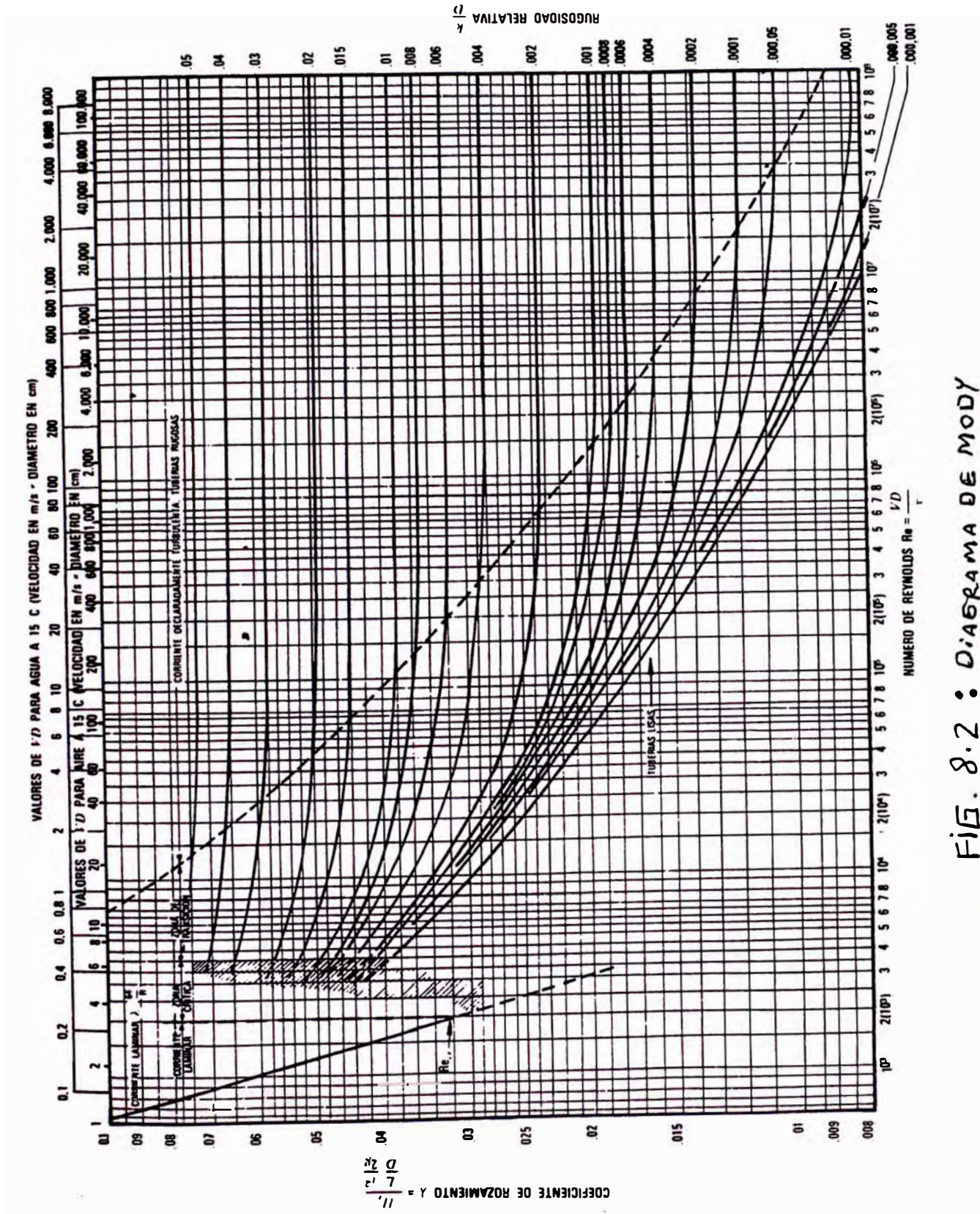


FIG. 8.2 : DIAGRAMA DE MODY

$$h_f = \left(\frac{H_f L V^2}{2 G D} \right) \text{ Sm} \quad (\text{Mts de agua})$$

- Para mantener los sólidos en suspensión (h_s)

$$h_s = H_f (80 C_v \left(\frac{G D (S_m - 1)}{V^2 C_d^{0.5}} \right)^{1.5} \left(\frac{L V^2}{2 G D} \right) S_m) \quad (\text{Mts H}_2\text{O})$$

- Al peso de la columna de pulpa (h_w)

$$h_w = L \text{ Sm} \quad (\text{mts H}_2\text{O})$$

Donde:

$$\begin{aligned} h_{ff} = h_f + h_s * \cos \varnothing \pm h_w * \sin \varnothing \\ + \text{Flujo ascendente} \\ \text{Flujo descendente} \end{aligned}$$

Reemplazando datos en las fórmulas tenemos:

B.1) Cálculo de h_f

$$h_f = \left(\frac{0.0217 \times L \times 2.45^2}{2 \times 9.8 \times 0.1524} \right) \text{ Sm}$$

$$h_f = 0.0436 L \text{ Sm}$$

B.2) Cálculo de h_s

$$h_s = 0.0217 (80 C_v \left(\frac{(9.8 \times 0.1524 (S_m - 1))}{2.45^2 \times 0.44^{0.5}} \right)^{1.5} \left(\frac{L \times 2.45^2}{2 \times 9.8 \times 0.1524} \right) S_m)$$

$$h_s = 0.8014 L \text{ Sm } C_v (S_m - 1)^{1.5}$$

B.3) Cálculo de h_w

$$h_w = L \text{ Sm}$$

Según la figura 8.3:

La Bomba volumétrica (Bo) deberá llevar relleno a la sección 3 y a la 2da estación de bombeo para el relleno de las secciones 2 y 4, según esto:

RELLENO A SECCION N° 3

Para un análisis detallado ver tabla 8.2 y figura 8.6 preparado para efectos de diseño.

Nivel 3655 (nivel equivalente de relleno)

- Necesidad de relave	7,885 tm/mes
- Caudal de operación	2.68 m ³ /min (Q)
- Densidad máxima de operación	1,500 grs/lt (Sm)
- % de sólidos en volumen	23.49% (Cv)
- Gravedad específica relleno	3.1286 (Ss)

$$2.68 \text{ Hr} = \frac{7,885 \times 10^3}{60 \times Cw \text{ Sm}}$$

$$\text{Hr} = \frac{7,885 \times 10^3}{(60 \times 0.4899 \times 1500 \times 2.68)} = 67 \text{ horas}$$

- Horas de operación = 67 horas
- Pérdida de carga al NV-3655 = x

Pérdida de carga total al NV-3655:

Según B1; B2; Y B3 Tenemos:

$$Sm = 1,500 \text{ grs/lt} ; Cv = 23.49 \%$$

$$hf = 0.0654 * L$$

$$hs = 0.09983 * L$$

$$hw = 1.5 * L$$

TRAMO A-B (SUPERFICIE)

SEGMENTO	LONGITUD	INCLINACION	hf	hs	hw	hff
1-2	52.60 M	8°	3.440	5.251	78.90	19.621
2-3	19.18	28.5°	1.254	1.915	28.77	16.665
3-4	48.28	19.18°	3.157	4.819	72.42	31.501
4-5	12.30	9.40°	0.804	1.228	18.45	5.029
5-6	18.20	0°	1.190	1.817	27.30	3.007
6-7	78.00	9.5°	5.101	7.786	117.0	32.091
7-8	51.00	7°	3.335	5.091	76.50	17.711
8-9	86.44	0°	5.653	8.629	129.66	14.282

$$L = 366 \text{ mts}$$

$$h_{ff} = 139.907 \text{ mts } h_{p0} = 13.99 \text{ kgs/cm}^2$$

TRAMO B-C (TUNEL 3,600)

LONGITUD	INCLINACION	Hf	Hs	Hw	Hff
2,561 ■	ATN(5/1000)	167.489	255.665	3,841.5	442.358

$$L = 2,561 \text{ mts}$$

$$h_{ff} = 442.358 \text{ mts } h_{p0} = 44.236 \text{ kgs/cm}^2$$

TRAMO C-C1 (CH 284)

LONGITUD	INCLINACION	hf	hs	hw	hff
68 ■	71°	4.447	6.788	102	103.099

$$L = 68 \text{ mts}$$

$$h_{ff} = 103.099 \text{ mts } h_{p0} = 10.3099 \text{ kgs/cm}^2$$

TRAMO C1-STOPE

LONGITUD	INCLINACION	hf	hs	hw	hff
270 ■	0°	17.658	26.954	405	44.612

$$L = 270 \text{ mts}$$

$$h_{ff} = 44.612 \text{ mts } h_{p0} = 4.4612 \text{ kgs/cm}^2$$

Finalmente:

$$\text{Pérdida de carga total al NV-3655} = \Sigma h_{ff} = 73.0862$$

$$x = 73.0862 \text{ kgs/cm}^2$$

NIVEL 3715 (Nivel equivalente de relleno)

- Necesidad de relave 4,153 TM/Mes
- Caudal de operación 2.68 M³/min (Q)
- Densidad de operación 1,400 Grs/lt (Sm)
- % de sólidos en volumen 18.79 % (Cv)
- Gravedad específica relleno 3.1286 (Ss)

$$2.68 \text{ HR} = \frac{4,153 \times 10^3}{(60 \times 0.4199 \times 1400)}$$

$$\text{HR} = 44 \text{ Horas}$$

- Horas de operación al NV-3715 = 44 Horas
- Pérdida de carga al NV-3715 = y

- Pérdida de carga total NV- 3715

Según B.1 ; B.2 ; y B.3 Tenemos:

$S_m = 1,400 \text{ grs/lt}$; $C_v = 18.79 \%$

$h_f = 0.06104 * L$

$h_s = 0.0533327 * L$

$h_w = 1.4 * L$

TRAMO A-B (SUPERFICIE)

SEGMENTO	LONGITUD	INCLINACION	h_f	h_s	h_w	h_{ff}
1-2	52.60 M	8.0°	3.211	2.805	73.640	16.237
2-3	19.18	28.5°	1.171	1.023	26.852	14.883
3-4	48.28	19.18°	2.947	2.575	67.592	27.585
4-5	12.30	9.40	0.751	0.656	17.220	4.211
5-6	18.20	0°	1.111	0.971	25.480	2.082
6-7	78	9.5°	4.761	4.160	109.200	26.887
7-8	51	7°	3.113	2.720	71.400	14.514
8-9	86.44	0°	5.276	4.610	121.02	9.886

$$L = 366 \text{ mts}$$

$$h_{ff} = 116.285 \text{ mts } h_p = 11.6285 \text{ kgs/cm}^2$$

TRAMO B-C (TUNEL 3,600)

LONGITUD	INCLINACION	h_f	h_s	h_w
2,561	ATN(5/100)	156.323	3,585.4	310.833

$$L = 2,561 \text{ mts}$$

$$h_{ff} = 310.833 \text{ mts } h_p = 31.0833 \text{ kgs/cm}^2$$

TRAMO C-C2 (CH 284)

LONGITUD	INCLINACION	hf	hs	hw	hff
68 M	71°	4.151	3.627	95.20	95.345
62.5	77°	3.815	3.333	87.50	89.822

L = 130.5 Mts

hff = 185.163 mts $h_p = 18.5167 \text{ kgs/cm}^2$

TRAMO C2-STOPE

LONGITUD	INCLINACION	hf	hs	hw	hff
560 m	0°	34.182	29.866	784.0	64.048

L = 560 mts

hff = 64.048 mts $h_p = 6.4048 \text{ kgs/cm}^2$

finalmente :

Pérdida de carga al NV - 3715 = $\Sigma h_{ff} = 67.633$

Kgs/cm^2

$Y = 67.633 \text{ Kgs/cm}^2$

NIVEL 3775 (Nivel equivalente de relleno)

- Necesidad de Relave 4,579 TM/Mes
- Caudal de Operación 2.68 m³/min (Q)
- Densidad de Operación 1,350 gr/lt (Sm)
- % de Sólidos en Volúmen 16.44% (Cv)
- Gravedad específica de sólidos 3.1286 (Ss)
- Concentración de sólidos en peso 38.10%(Cw)

$$2.68 \text{ Hr} = \frac{4,579 \times 10^3}{60 \times 0.3810 \times 1350}$$

Hr = 56 Horas

- Horas de operación = 56 Horas

Pérdida de carga al NV-3775 = Z

Pérdida de carga total al NV-3775

según B.1; B.2; y B.3 Tenemos:

$$S_m = 1,350 \text{ grs/lt} ; C_v = 16.44\%$$

$$h_f = 0.05886 * L$$

$$h_s = 0.0368287 * L$$

$$h_w = 1.35 * L$$

El tramo A-B lo podemos simplificar:

$$L = 366 \text{ mts}$$

$$\text{Inclinación} = 8.394^\circ$$

TRAMO	LONGITUD	INCLINACION	hf	hs	hw	hff
A - B	366 M	8.394°	21.543	13.479	494.10	107.006
B - C	2,561.00	ATN(5/10 ³)	150.74	94.318	3,457.35	262.344
C - C1	68.00	71°	4.002	2.504	91.80	91.616
C1- C2	62.50	77°	3.672	2.302	84.375	86.409
C2- C3	60.0	80°	3.532	2.210	81.000	83.685
C3- STOPE	465.0	0°	27.370	17.125	627.75	44.495

$$L = 3582.50 \text{ mts.}$$

$$h_{ff} = 675.555 \text{ mts. } H_0 = 67.55 \text{ Kgs/cm}^2$$

Finalmente:

$$\text{Pérdida de carga al NV-3775} = \Sigma h_{ff} = 67.55 \text{ kgs/cm}^2$$

$$Z = 67.55 \text{ kgs /cm}^2$$

NIVEL 3,840 (nivel equivalente de relleno)

- Necesidad de relave 2,167 TM/mes
- Caudal de operación 2.68 m³/min (Q)
- Densidad de operación 1,300 grs/lt (Sm)
- % de sólidos en volúmen 14.09% (Cv)
- Concentración de sólidos en peso 33.91% (Cw)
- Gravedad específica de sólidos 3.1286 (Ss)

$$2,167 \times 10^3$$

$$2.68 \text{ Hr} = \frac{\text{-----}}{60 \times 0.3391 \times 1300}$$

$$\text{Hr} = 31 \text{ Horas}$$

- Horas de operación = 31 horas
- Pérdida de carga al NV- 3840 = Z1

Pérdida de carga total al NV - 3840 ?

Según B.1; B.2; Y B.3 Tenemos:

$$S_m = 1,300 \text{ gr/lt} \quad C_v = 14.09 \%$$

$$h_f = 0.05668 * L$$

$$h_s = 0.02412 * L$$

$$h_w = 1.3 * L$$

TRAMO	LONGITUD	INCLINACION	h_f	h_s	h_w	h_{ff}
A-B	366 m	8.394°	20.745	8.828	475.80	98.935
B-C	2,561	ATN(5/1000)	145.157	61.771	3,329.30	223.574
C-C1	68	71°	3.854	1.640	88.40	87.972
C1-C2	62.50	77°	3.542	1.507	81.25	83.049
C2-C3	60	80°	3.401	1.447	78	80.467
C3-C4	65	90°	3.684	1.568	84.5	88.184
C4-STOPE	465	0°	26.356	11.216	604.5	37.572

$$L = 3,647.5 \text{ mts}$$

$$h_{ff} = 699.753 \text{ mts } h_p = 69.975 \text{ kgs/cm}^2$$

Finalmente:

$$\text{Pérdida de carga al NV - 3840} = \Sigma h_{ff} = 69.975 \text{ kgs/cm}^2$$

$$Z = 69.975 \text{ kgs/cm}^2$$

ENVIO DE PULPA AL NV - 3900 (2da Estación de bombeo)

La bomba volumétrica (Bo) además de rellenar los stopes de la sección N° 3, debe de colocar un determinado tonelaje de relave mensualmente en el NV-3900 (2da estación de bombeo), el mismo que servirá para rellenar las labores de las secciones 2 y 4 - ver fig 8.6

- Necesidad de relave	28,325 tm/mes
Sección N° 2	9,481 tm
Sección N° 4	18,844 tm

TOTAL : 28,325 tm

- Caudal de operación 2.68 m³/min(Q)
- Densidad de operación 1,300 gr/lt
- % de sólidos en volúmen 14.09 %
- Concentración de sólidos en peso 33.91% (Cv)
- Gravedad específica de sólidos 3.1286 (Ss)

$$2.68 \text{ HR} = 28,325 \times 10^3 (60 \times 0.3391 \times 1300)$$

$$\text{HR} = 400 \text{ Horas}$$

- Horas de operación = 400 horas
- Pérdida de carga al NV-3900 = Z2

Pérdida de carga total al NV-3900?

Según B.1 Y B.2 Y B.3 Tenemos:

$$S_m = 1,300 \text{ gr/lt} ; C_v = 14.09\%$$

$$h_f = 0.05668 \text{ L}$$

$$h_s = 0.02412$$

$$h_w = 1.3 \text{ L}$$

TRAMO	LONGITUD	INCLINACION	hf	hs	hw	hff
A-B	366.0	8.394°	20.745	8.828	475.80	98.935
B-C	2561.0	ATN(5/1000)	145.17	61.771	3329.30	223.574
C-C1	68.0	71°	3.854	1.640	88.40	87.972
C1-C2	62.50	77°	3.542	1.507	81.25	83.049
C2-C3	60.0	80°	3.401	1.447	78	80.467
C3-C4	65.0	90°	3.684	1.568	84.50	88.184
C4-3900	60.0	84°	3.401	1.447	78	81.123
H1	20.0	85°	1.134	0.482	26	27.077
L1	74.0	0°	4.194	1.785	96.20	5.979

$$L = 3,298.5 \text{ mts}$$

$$h_{ff} = 776.360 \text{ mts } h_p = 77.636 \text{ kgs/cm}^2$$

Finalmente:

Pérdida de carga a la 2da estación (NV - 3900) = Σ hff

$$\Sigma h_{ff} = 77.636 \text{ kgs/cm}^2$$

$$Z_2 = 77.636 \text{ kgs/cm}^2$$

TABLA 8.2 : RESUMEN

NIVEL DE RELLENO	NECESIDAD DE RELLENO	Nº SECCION	CAUDAL DE OPERACION	DENSIDAD DE OPERACION	HORAS DE OPERACION	PERDIDA DE PRESION
3,655	7,885 TH	3	2.68 m ³ /min	1,500 gr/Lt	67	73.08 kg/cm ²
3,715	4,153	3	2.68 m ³ /min	1,400 gr/Lt	44	67.63 kg/cm ²
3,775	4,579	3	2.68 m ³ /min	1,350 gr/Lt	56	67.55 kg/cm ²
3,840	2,167	3	2.68 m ³ /min	1,300 gr/Lt	31	69.97 kg/cm ²
3,900 2da. Estación	28,325	2 y 4	2.68 m ³ /min al nivel 3900	1,300 gr/Lt	400	77.64 kg/cm ²

De la tabla se concluye que la bomba volúmetrica (Bo) debe responder a:

$$Q = 2.68 \text{ m}^3/\text{min} \quad \text{y} \quad P = 77.64 \text{ Kgs}/\text{cm}^2$$

Analizando el catálogo Mitsubishi Mars Pumps, se selecciona el modelo H-225

$$Bo = H-225 (2.68; 77.64)$$

8.1.1.5 CALCULO DEL TAMAÑO DE MOTOR DE LA BOMBA VOLUMETRICA (Bo)

Se trata de calcular el motor que debe hacer funcionar la bomba H-225.

con la fórmula tenemos :

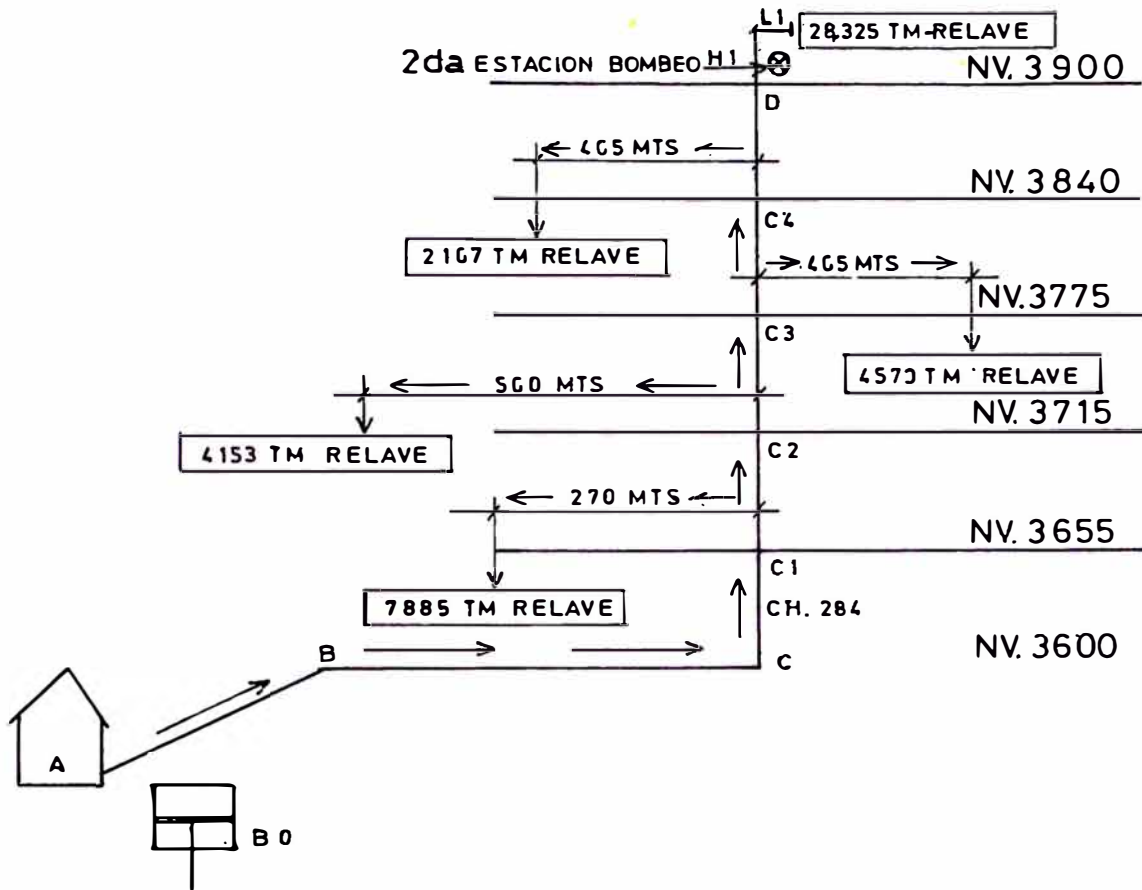
$$Pot = \frac{Pw \cdot Q \cdot Hman \cdot G}{60 \cdot N}$$

Hman=hff+Diferencia de cota(entre la 1ra y 2da estación)

$$POT = \frac{1,000 \times 2.68 \times (776.4 + 395.11) \times 9.8}{60 \times 0.80}$$

$$Pot = 641,011.2217 \text{ Watts} = 641 \text{ KW}$$

FIGURA: 8.6 ESQUEMA PARA EL CALCULO DE LA BOMBA B0



Al disminuir la densidad del aire con la altitud, la refrigeración será consecuentemente escasa.

Para los motores eléctricos normales refrigerados por aire, los factores de corrección se muestran en la tabla 8.3, cuyos datos deben tomarse como estimados, ya que el verdadero factor de corrección debe aportarlo el fabricante del motor, el cual varía en función de su diseño, tipo de aislamiento, etc.

TABLA 8.4: FACTORES DE CORRECCION PARA MOTORES ELECTRICOS EN FUNCION DE LA ALTITUD

ALTITUD EN METROS	FACTOR DE CORRECCION
1,000	1.0
1,500	0.98
2,000	0.95
2,500	0.91
3,000	0.88
3,500	0.84

La altitud donde operará la bomba Bo (H-225) es de 3,530 m.s.n.m. por lo tanto:

$$\text{Pot} = (641 \text{ kw}) / 0.84 = 763 \text{ kw}$$

$$\text{Pot} = 760 \text{ kw}$$

$$\text{Potencia(Bo)} = 760 \text{ Kw}$$

8.1.1.6 ESPESOR DE LA TUBERIA (t)

Empleamos la fórmula siguiente:

$$t = PD/2F + NC \text{ (mm)}$$

Donde:

$$P = 77.64 \text{ kgs/cm}^2$$

$$D = 6" \text{ } \varnothing = 152.4 \text{ mm}$$

$$f = \text{Esfuerzo límite} = 1,120 \text{ kgs/cm}^2 \text{ (ver tabla)}$$

$$C = 0.051 \text{ mm/año}$$

$$N = 10 \text{ Años}$$

$$t = \frac{77.64 \times 152.4}{(2 \times 1,120)} + 10 \times 0.051$$

$$t = 5.282 \text{ mm} + 0.51 \text{ mm}$$

$$t = 5.792 \text{ mm}$$

FIGURA: 8.10

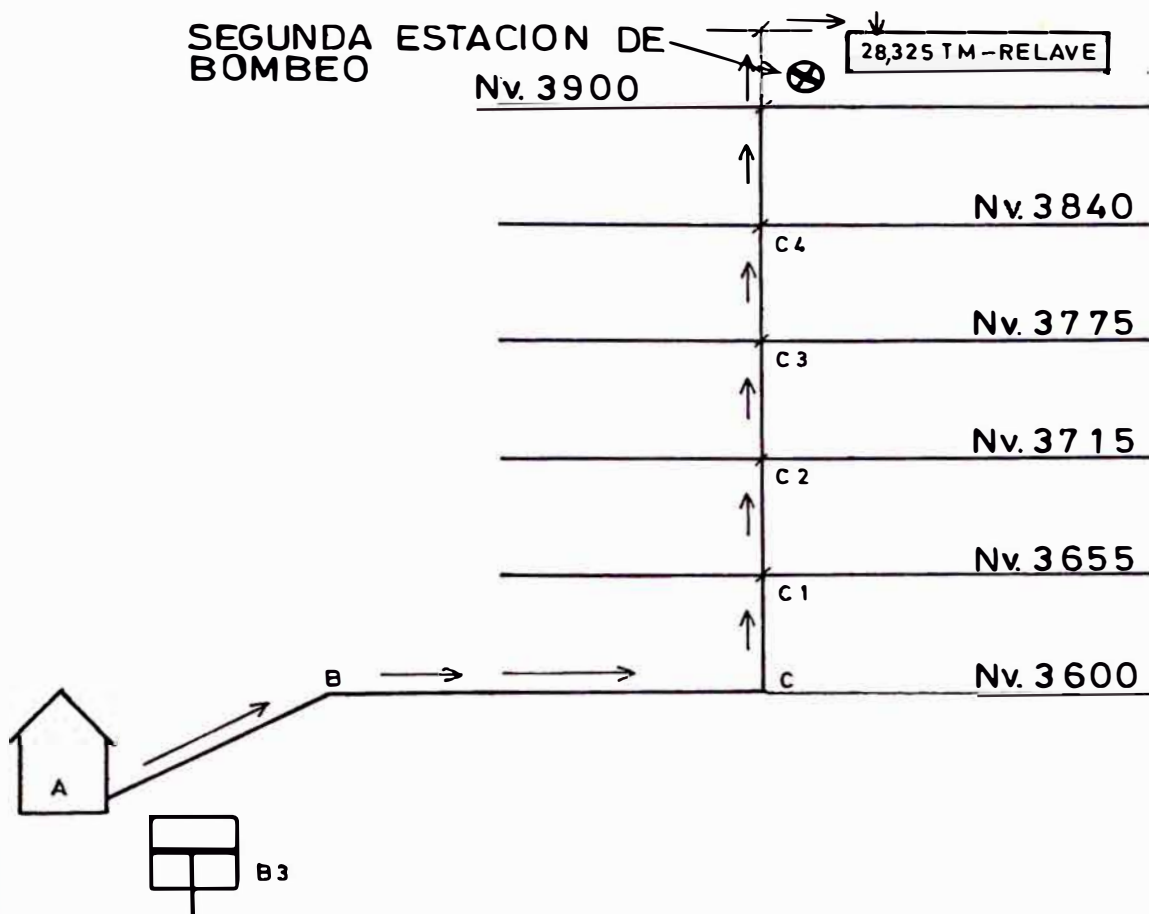


FIGURA 8.9

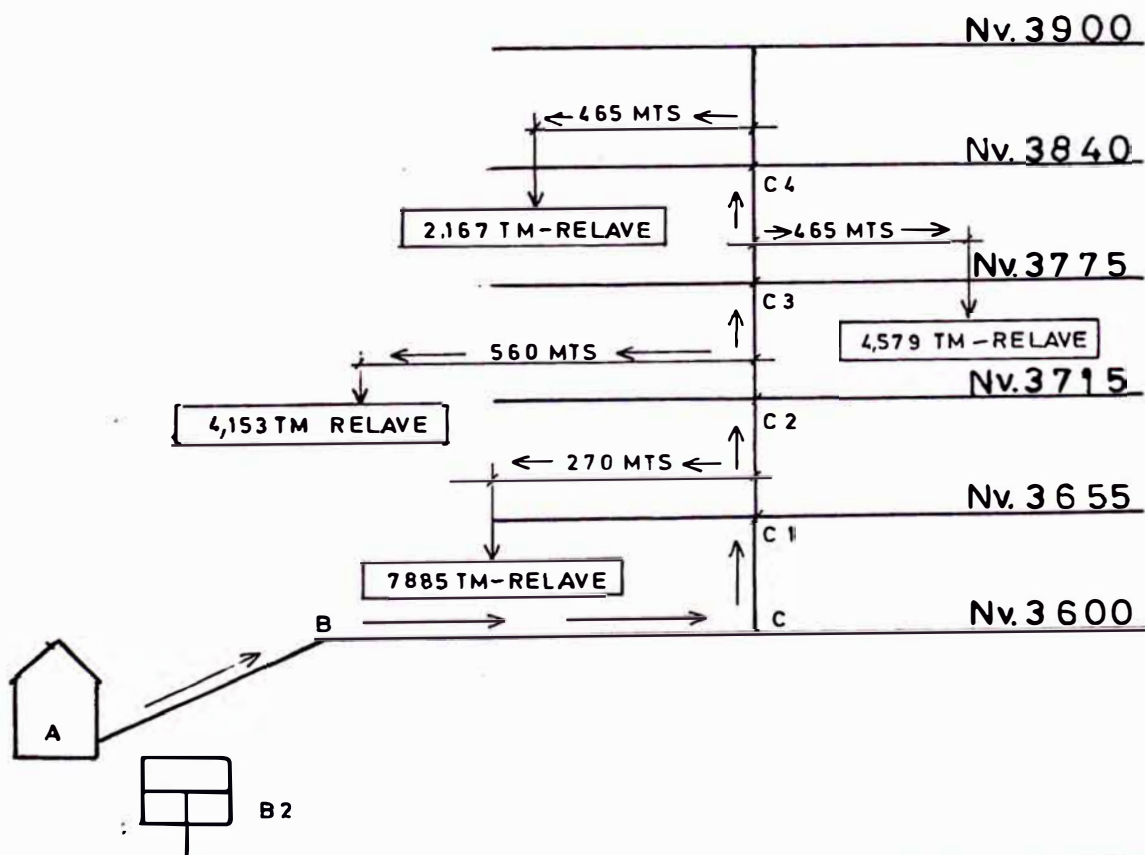


FIGURA 8.3: RUTA N°4 - ALTERNATIVA N°1 EN EL DISEÑO DE EQUIPOS, UBICACION DE LA 2da. SUB-ESTACION DE BOMBEO

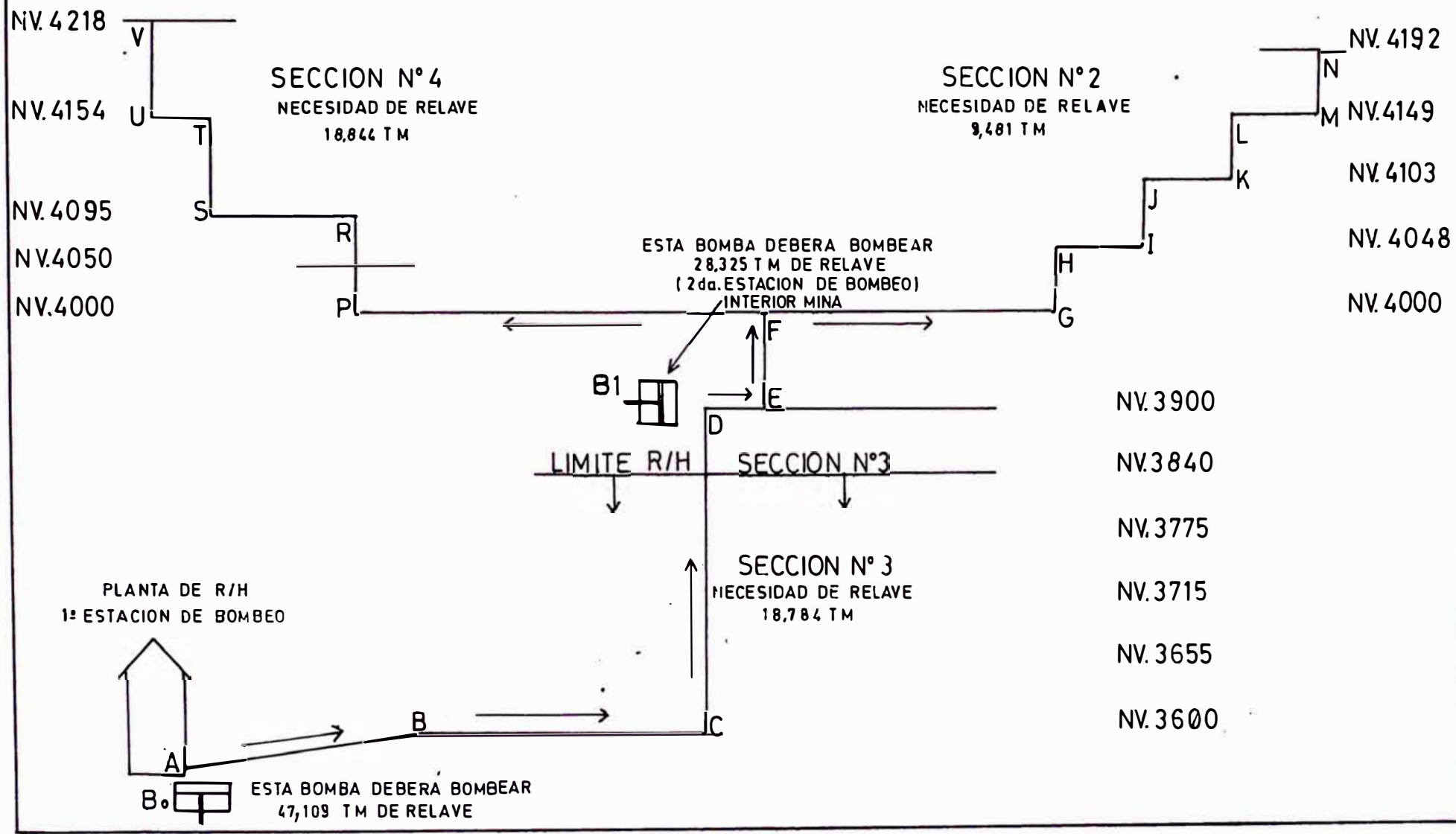


FIGURA 8.4: RUTA N°4 - ALTERNATIVA N°2 EN EL DISEÑO DE EQUIPOS, UBICACION DE LA 2da. ESTACION DE BOMBEO

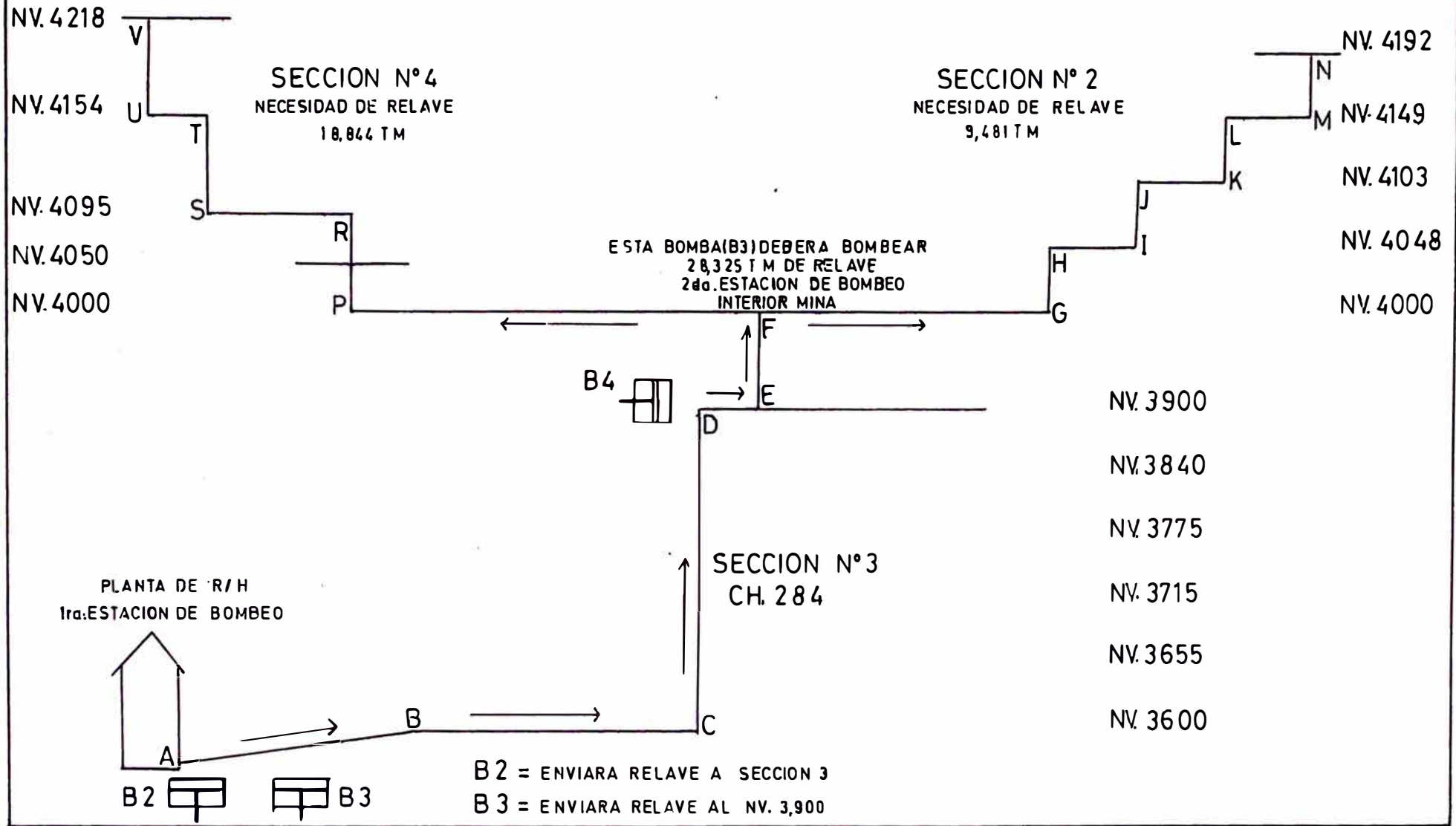
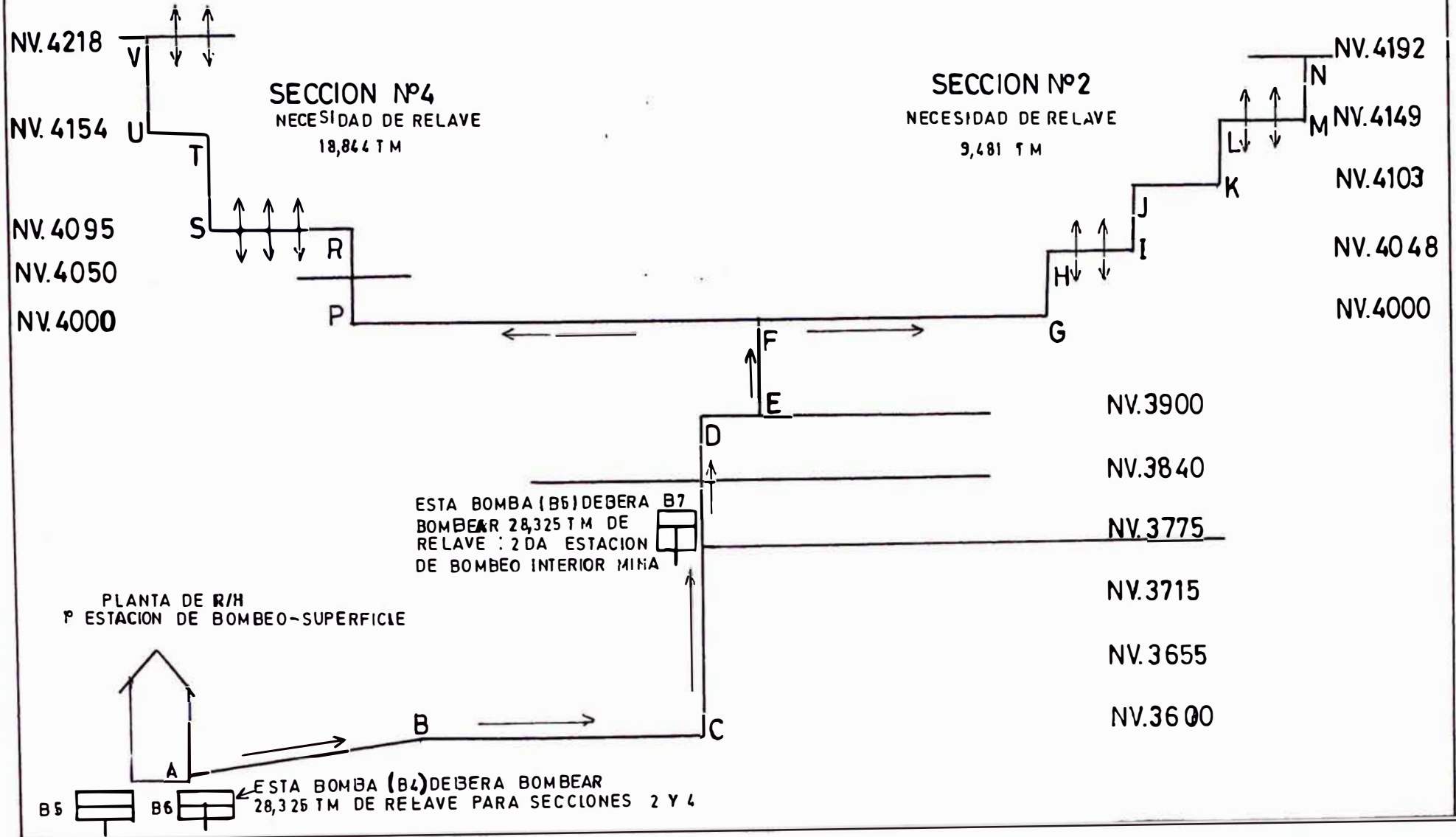


FIGURA 8.5 : RUTA Nº4 - ALTERNATIVA Nº3 EN EL DISEÑO DE EQUIPOS, UBICACION DE LA 2da. SUB ESTACION DE BOMBEO



Considerando un Factor de seguridad 1.4

$$t = 5.792 \times 1.4 = 8.1088 \text{ mm}$$

$$t = 8 \text{ mm}$$

Nota La tubería debe ser ASTM-A-53-GA
de acero al carbono

8.1.1.7 RENDIMIENTOS DE LA BOMBA VOLUMETRICA (Bo)

de la tabla 8.2 se tiene:

horas de bombeo para la seccion n° 3

- Al NV-3,655	67 Horas/mes
- Al NV-3,715	44 Horas/mes
Al NV-3,775	56 Horas/mes
Al NV-3,840	31 Horas/mes

TOTAL 198 Horas/mes

horas de bombeo al nv-3,900 (relleno para secciones 2y4)

- Al NV-3900	400 Horas/mes
--------------	---------------

Total Atacocha 598 Horas/mes

eficiencia de la bomba volumetrica (Bo)

$$\text{EFICIENCIA(Bo)} = \frac{598}{(24 \times 30)} \times 100$$

$$\text{EFICIENCIA(Bo)} = 83\%$$

8.1.1.8 DISEÑO DE EQUIPOS EN LA SEGUNDA ESTACION DE BOMBEO UBICADO EN EL NV-3900 RELLENO DE LAS SECCIONES 2 Y 4

Se trata de calcular el tamaño de una bomba (B1) que ubicado en el NV-3900 (2da estación de bombeo) sea capaz de enviar 28,325 tm/mes de relave para el relleno de las secciones 2 y 4 y distribuidos como sigue:

relave para seccion N° 2: 9,481 tm/mes

relave para seccion N° 4: 18,844 tm/mes

Ver fig 8.3 para una mejor visualización

A) CONSIDERACIONES INICIALES

Caudal = 1.16 m³/min = 0.01933 m³/seg

Temperatura = -2 a 10° C

PH = 8.5

gravedad específica:

relave general = 3.0428

Under-flow = 3.1286

Over-flow = 2.9057

CD = 0.44 (coeficiente de arrastre)

viscosidad dinámica del agua = 1.308 Centipoise

rugoridad de la tubería = 0.05 mm

B) VALORES DE F1

de la fig. 8.1 Se obtiene:

S _m (kgs/lt)	C _v (%)	C _m (%)	F1
1.25	11.74	29.39	1.36
1.30	14.09	33.91	1.39
1.35	16.44	38.10	1.43
1.40	18.79	41.99	1.44
1.45	21.14	45.61	1.47
1.50	23.49	48.99	1.50
1.55	25.84	52.16	1.51
1.60	28.19	55.12	1.52
1.65	30.54	57.91	1.525
1.70	32.89	60.53	1.530
1.75	35.23	62.98	1.540

C) SELECCION DEL DIAMETRO DE LA TUBERIA

El cálculo del diámetro de tubería se determinará considerando tres aspectos:

- Velocidad crítica de deposición (V_{cd})
- Velocidad de mínima pérdida (V_o)
- Velocidad real (V_r)

Para realizar la primera aproximación utilizamos la siguiente expresión:

$$D = \frac{0.0153 P_s^{0.4} C_o^{0.1}}{C_v^{0.53} S_s^{0.4} (S_s - 1)^{0.2}}$$

Donde : $P_s = Q \times S_m \times C_w \times 60$ (ton/hr)

- Para $S_m = 1.25$; $C_v = 11.74\%$; $C_w = 29.39 \%$ y $Q = 1.16$
 $P_s = 1.16 \times 1.25 \times 0.2939 \times 60 = 25.569$ ton/hr

$$D = \frac{0.0153 \times 25.569^{0.4} \times 0.44^{0.1}}{0.1174^{0.53} \times 3.1286^{0.4} \times (3.1286-1)^{0.2}} = 3.44''$$

- Para $S_m = 1.60$; $C_v = 28.19\%$; $C_w = 55.12 \%$ y $Q = 1.16$
 $P_s = 1.16 \times 1.60 \times 0.5512 \times 60 = 61.381$ ton/hr

$$D = \frac{0.0153 \times 61.381^{0.4} \times 0.44^{0.1}}{0.2819^{0.53} \times 3.1286^{0.4} \times (3.1286-1)^{0.2}} = 3.07''$$

- Para $S_m = 1.80$; $C_v = 37.58\%$; $C_w = 65.32\%$ y $Q = 1.16$
 $P_s = 1.16 \times 1.80 \times 0.6532 \times 60 = 81.832$ ton/hr

$$D = \frac{0.0153 \times 81.832^{0.4} \times 0.44^{0.1}}{0.3758^{0.53} \times 3.1286^{0.4} \times (3.1286-1)^{0.2}} = 2.957''$$

De los tres resultados, se deduce que el diámetro de diseño será mayor de 3.5"

Realizando los cálculos, al igual que en el caso de la bomba volumétrica (Bo) tenemos(ver tabla 8.4) que el diámetro óptimo para el diseño es de 4"ø.

TABLA 8.4 : RESUMEN GENERAL

S _m	ø = 3.5"				ø = 4.0"			
	V _{cd}	V _c	V _r	V _o	V _{cd}	V _c	V _r	V _o
1.25	2.007	2.24	3.115	2.808	2.35	2.24	2.384	3.0
1.50		2.24	3.115			2.24	2.384	
1.80	1.757	2.24	3.115	4.138	1.879	2.24	2.384	4.42

D) SELECCIÓN DEL TAMAÑO DE LA BOMBA (B1)

Esta bomba debe de operar en la segunda estación de bombeo que estará ubicado en el NV-3900 (interior mina)

$$\text{Rugosidad Relativa (Rr)} = \frac{0.05 \text{ mm}}{4" \varnothing (101.6)} = 0.000492$$

$$\text{Reynolds (Re)} = \frac{P1 \times V \times D}{u}$$

donde:

$$U = 0.006358 \text{ Kg/m} \times \text{seg}$$

$$Q = 1.16 \text{ m}^3/\text{min} = 0.019333$$

$$D = 4.0" = 0.1016 \text{ mts}$$

$$V = 2.384 \text{ mts/seg}$$

$$P1 = 1,000 \text{ kgs/m}^3$$

$$\text{Re} = \frac{1,000 \times 2.384 \times 0.1016}{0.006358} = 3.809 \times 10^4$$

Con Rr y Re entramos en el diagrama de Moddy (Fig. 8.2) y se obtiene:

$$\mathbf{Hf = 0.0240}$$

D.1) Cálculo de pérdidas de Presión (hff) reemplazando datos tenemos:

$$- h_f = \frac{(0.0240 \times 2.384^2)}{(2 \times 9.8 \times 0.1016)} * L \text{ Sm} = 0.068497 L * \text{Sm}$$

$$- h_s = 0.068497 (80 C_v \left(\frac{9.8 \times 0.1016 \times (\text{Sm}-1)}{2.384^2 \times 0.44^{0.5}} \right)^{1.5}) L \text{ Sm}$$

$$h_s = 0.743760 L \text{ Sm } C_v (\text{Sm} - 1)^{1.5}$$

$$- h_w = L \text{ Sm}$$

Luego la expresión general de la pérdida de presión (hff) es como sigue:

$$\mathbf{hff = 0.068497 L \text{ Sm} + 0.74376 L \text{ Sm } C_v (\text{Sm}-1)^{1.5} K1 \pm L \text{ Sm } K2}$$

donde : K1 = Cosβ ; K2 = Senβ
(Expresión para cada tramo de la red)

RELLENO A SECCION Nº 2

Para un análisis detallado ver tabla 8.5 y fig 8.7 preparado para efectos de diseño.

NV - 4048 (NIVEL EQUIVALENTE DE RELLENO)

Necesidad de Relave	2,952 tm/mes
Caudal de Operación	1.16 m ³ /min (Q)
Densidad de operación	1,800 grs/lt (Sm)
% de Sólidos en volumen	37.583% (Cv)
% de Sólidos en peso	65.324% (Cw)
Gravedad específica relleno	3.1286 (Ss)

$$1.16 \text{ Hr} = \frac{2,952 \times 10^3}{(60 \times 0.65324 \times 1,800)}$$

$$\text{Hr} = 36 \text{ Horas}$$

- Horas de operación al NV-4048 = 36 horas

- Pérdida de carga al NV-4048 = X1

Para Sm = 1,800 gr/lt y Cv = 37.583% Calculamos hff para cada tramo, según esto tenemos:

Ver figuras 8.3 y 8.7:

TRAMO	LONGITUD	INCLINACION	hff
D-E	125 mts	ATN(5/1000)	61.539 mts h ₂ O
E-F	96 °	90°	184.636 °
F-G	754 °	ATN(5/1000)	371.205 °
G-H	20 °	60°	37.243 °
	29.5 °	82°	57.698 °
H-I	36 °	ATN(5/1000)	17.723 °
I-STOPE	250 °	ATN(5/1000)	123.078 °

$$L = 1,310.5 \text{ Mts.}$$

$$h_{ff} = 835.122 \text{ mts } h_{20} = 83.51 \text{ kgs/cm}^2$$

finalmente:

Pérdida de carga al NV-4048 = 83.51 kgs/cm²

con $Q = 1.16 \text{ m}^3/\text{min}$ y $S_m = 1,800 \text{ grs/lt}$

$$X_1 = 83.51 \text{ kgs/cm}^2$$

NV-4103 (NIVEL EQUIVALENTE DE RELLENO)

Necesidad de Relave	3,518 tm/mes
Caudal de operación	1.16 m ³ /min (Q)
Densidad de Operación	1,700 grs/lt (S _m)
% de Sólidos en volumen	32.89 % (C _v)
Gravedad específica relleno	3.1286 (S _s)
% de Sólidos en peso	60.53% (C _w)

$$1.16 \text{ Hr} = \frac{(3,518 \times 10^3)}{60 \times 0.6053 \times 1,700}$$

$$\text{Hr} = 49 \text{ Horas}$$

- Horas de operación al NV-4103 = 49 Horas

- Pérdida de carga al NV-4103 = X₂

Para $S_m = 1700 \text{ grs/lt}$ y $C_v = 32.89\%$, calculamos h_{ff} para cada tramo (ver figuras 8.3 y 8.7)

TRAMO	LONGITUD	INCLINACION	h _{ff}
D-E	125 mts	ATN(5/1000)	46.062 mts h ₂₀
E-F	96 °	90°	174.379
F-G	754 °	ATN(5/1000)	277.846
G-H	20 ° 29.5 °	60° 82°	34.209 54.097
H-I	36 °	ATN(5/1000)	13.266
I-J	58.2 °	71°	109.941
J-STOPE	200 °	ATN(5/1000)	73.699

$$L = 1318.70 \text{ MTS}$$

$$h_{ff} = 783.499 \text{ mts } h_{\rho} = 78.35 \text{ kgs/cm}^2$$

Finalmente:

Pérdida de carga al NV-4103 = 78.35 kgs/cm^2

Con $Q = 1.16 \text{ m}^3/\text{min}$ y $S_m = 1.700 \text{ grs/lt}$

$$X_2 = 78.35 \text{ kgs/cm}^2$$

NV-4149 (NIVEL EQUIVALENTE DE RELLENO)

Necesidad de Relave	1,508 TM/mes
Caudal de operación	$1.16 \text{ m}^3/\text{min}$ (Q)
Densidad de operación	1.600 grs/lt (S _m)
% de Sólidos en volumen	28.19 % (C _v)
% de Sólidos en peso	55.12% (C _w)
Gravedad específica relleno	3.1286 (S _s)

$$1.16 \text{ Hr} = \frac{1,508 \times 10^3}{60 \times 0.5512 \times 1600}$$

$$\text{Hr} = 25 \text{ Horas}$$

- Horas operacion al NV-4149 = 25 Horas

- Pérdida de carga al NV-4149 = X3

Para $S_m = 1,600 \text{ grs/lt}$ y $C_v = 28.19\%$ Cálculamos h_{ff} para cada tramo (ver figuras 8.3 y 8.7)

TABLA 8.5

SECCION Nº2: NIVEL EQUIVALENTE DE RELLENO - NECESIDADES
DE RELLENO - AGRUPAMIENTO DE STOPE

NIVEL EQUIVALENTE DE RELLENO	STOPE AGRUPADOS	LONGITUD PROMEDIO DE TUBERIA	NECESIDAD DE RELAVE
NV-4048	686,695,696 615,680, etc	250 Mts ATN(5/1000)	2,952 TM/mes
NV-4103	730,731,620 740, etc.	200 Mts ATN(5/1000)	3,518 °
NV-4149	754,684 y otros	250 Mts ATN(5/1000)	1,508 °
NV-4192	En exploración	150 Mts ATN(5/1000)	(1.570 °) *

* En el futuro, no se incluye en los cálculos

TRAMO	LONGITUD	INCLINACION	hff
D-E	125 mts	ATN(5/1000)	34.188 mts h ² o
E-F	96 °	90°	164.121 °
F-G	754 °	ATN(5/1000)	206.222 °
G-H	20 ° 29.5 °	60° 82°	31.464 ° 50.614 °
H-I	36 °	ATN(5/1000)	9.846 °
I-J	58.2 °	71°	97.379 °
J-K	100 °	ATN(5/1000)	27.350 °
K-L	46 °	90°	78.641 °
L-STOPE	250 °	ATN(5/1000)	68.376 °

FIGURA 8.7: EXPRESION GRAFICA DE LA TABLA 8.6

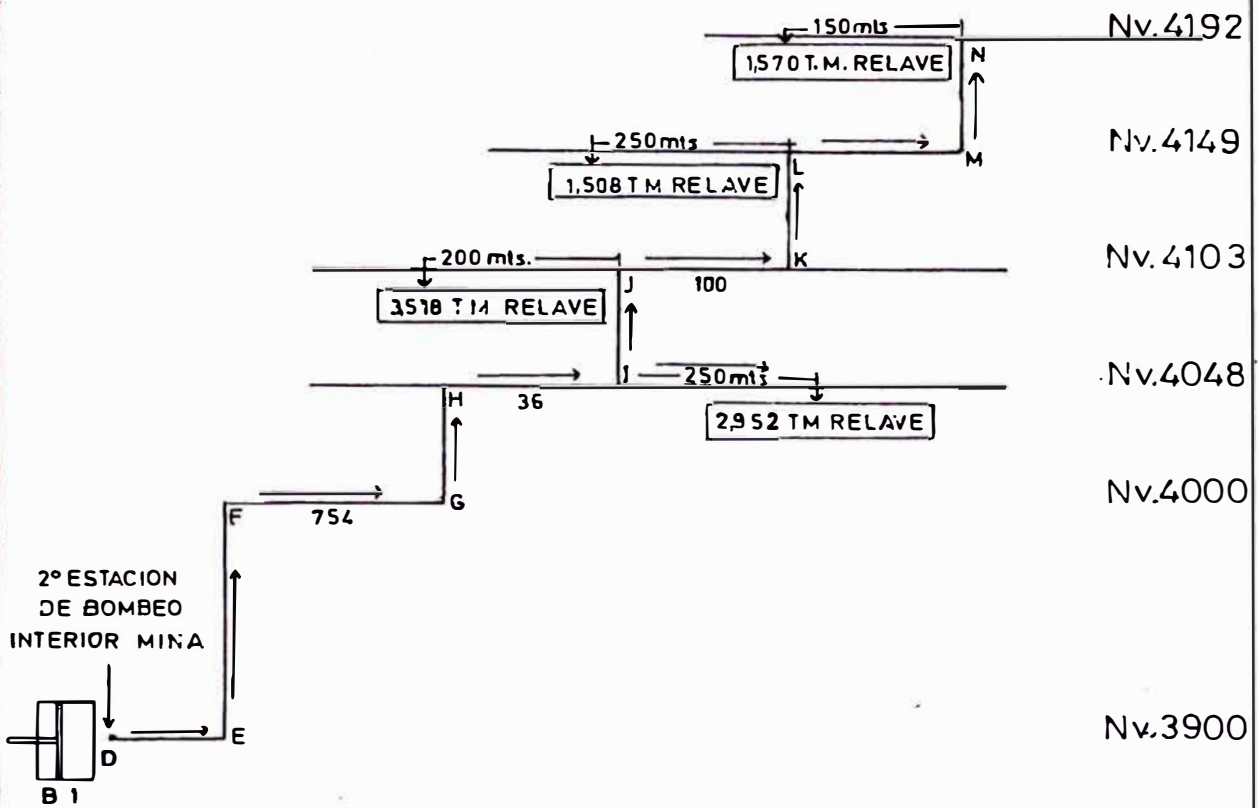
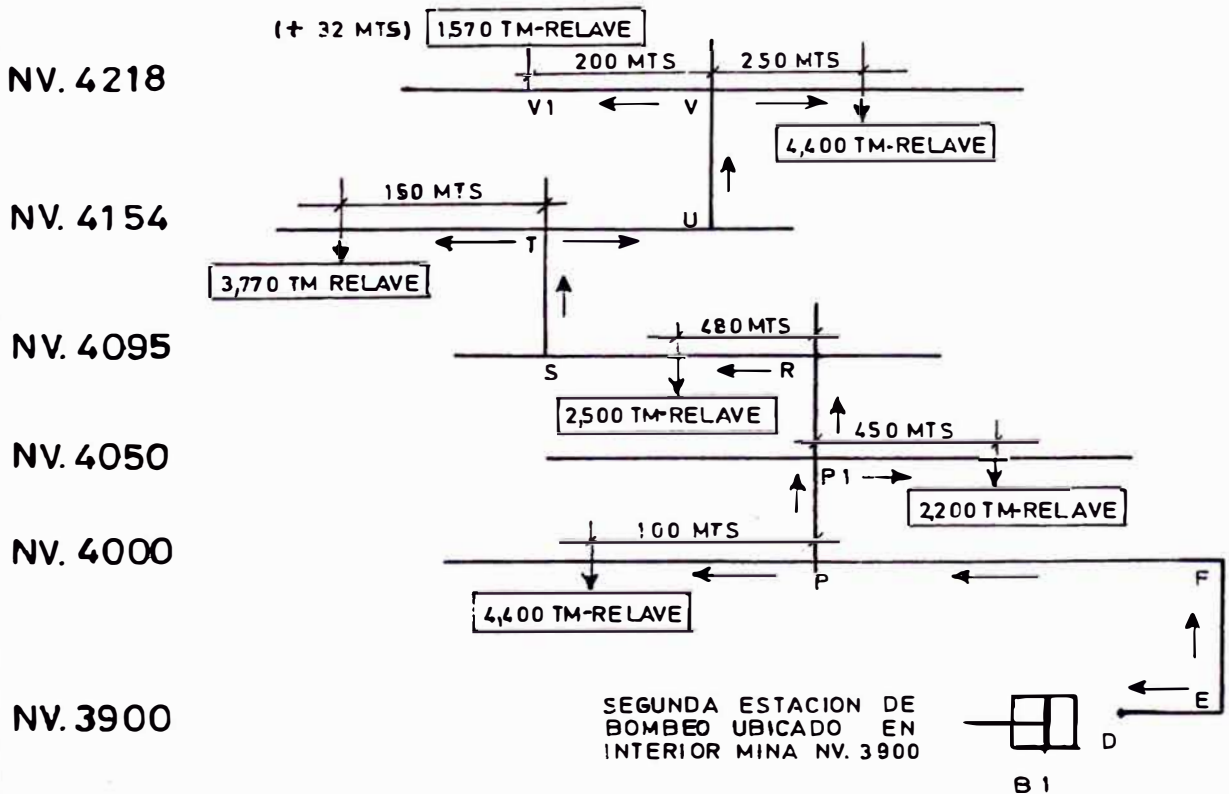


FIGURA: 8.8: EXPRESION GRAFICA DE LA TABLA 8.8



$$L = 1,514.70 \text{ mts}$$

$$h_{ff} = 768.201 \text{ mts } H_0 = 76.82 \text{ kgs/cm}^2$$

Finalmente:

$$\text{Pérdida de carga al NV-4149} = 76.82 \text{ kgs/cm}^2$$

$$\text{Con } Q = 1.16 \text{ m}^3/\text{min y } S_m = 1,600 \text{ grs/lt}$$

$$X_3 = 76.82 \text{ kgs/cm}^2$$

NV-4192 (NIVEL EQUIVALENTE DE RELLENO)

En un futuro cercano(calculado para el año 92)

Necesidad de Relave	1,570 TM/Mes
Caudal de Operación	1.16 m ³ /min (Q)
Densidad de Operación	1,400 grs/lt (S _m)
% de Sólidos en volumen	18.79 % (C _v)
% de Sólidos en peso	41.99 % (C _w)
Gravedad especifica relleno	3.1286 (S _s)

$$1.16 \text{ Hr} = \frac{1,570 \times 10^3}{(60 * 0.4199 * 1400)}$$

$$\text{Hr} = 38 \text{ Horas}$$

$$\text{Horas de operación al NV-4192} = 39 \text{ Horas}$$

$$\text{Pérdida de carga al NV-4192} = X_4$$

Para S_m = 140 grs/lt y C_v = 18.79 % Calculamos
h_{ff} Para cada tramo (ver fig. 8.3 y 8.7)

TRAMO	LONGITUD	INCLINACION	hff
D-E	125 mts	ATN (5/1000)	19.049
E-F	96 °	90°	143.606
F-G	754 °	ATN(5/1000)	114.903
G-H	20 °	60°	26.661
	29.5 °	82°	43.930
H-I	36 °	ATN(5/1000)	5.486
I-J	58.2 °	71°	83.559
J-K	100 °	ATN(5/1000)	15.239
K-L	46 °	90°	68.811
L-M	250 °	ATN(5/1000)	38.098
M-N	43 °	90°	64.324
N-STOPE	150 °	ATN(5/1000)	22.859

$$L = 1,707.7 \text{ mts}$$

$$hff = 646.525 \text{ mts } h_p = 64.6525 \text{ kgs/cm}^2$$

Finalmente:

$$\text{Pérdida carga al} = NV - 4192 = 64.65 \text{ kgs/cm}^2$$

$$\text{Con } Q = 1.16 \text{ m}^3/\text{min } \text{ y } S_m = 1,400 \text{ grs/lt}$$

$$X4 = 64.65 \text{ kgs/cm}^2$$

TABLA 8.6 : RESUMEN DEL RELLENO A SECCION Nº 2

NIVEL EQUIV. DE RELLENO	PRODUCCION DE MINERAL	NECESIDAD DE RELAVE	DENSIDAD DE OPERACION	HORAS BOMBEO	KGS/CM ² PRESION
4048	4,700 tm	2,952 tm	1,800 Grs/lt	36 Hrs	83.51
4103	5,600 °	3,518 °	1,700 °	49 °	78.35
4149	2,400 °	1,508 °	1,600 °	25 °	76.82
4192	2,500 °	1,570 °	1,400 °	38 °	64.65
TOTAL	15,200 Tm/mes	9,548 Tm/mes		148 Horas	

RELLENO A SECCION Nº 4

Para un análisis detallado ver tabla 8.7 y figura 8.8
Los mismos que han sido preparados para efectos de
diseño.

NV - 4,000 (NIVEL EQUIVALENTE DE RELLENO)

necesidad de relave	4,400 tm/mes
caudal de operación	1.16 m ³ /min (Q)
densidad de operación	1,800 grs/lt(sm)
% de sólidos en volumen	37.583 % (Cv)
% de sólidos en peso	65.324 % (Cw)
gravedad específica relleno	3.1286 (Ss)

$$1.16 \text{ Hr} = \frac{4,400 \times 10^3}{(60 \times 0.65324 \times 1,800)}$$

$$\text{Hr} = 54 \text{ Horas}$$

- Horas de operación al NV-4000 = 54 Horas

- Pérdida de carga al NV-4000 = Y1

Para Sm = 1,800 grs/lt y Cv = 37.583 %, Calculamos hff
para cada tramo; cuya expresión para una tubería de 4" ø
es como sigue:

$$hff = 0.068497 L S_m + 0.74376 L S_m C_v (S_m - 1)^{1.5} K_1 \pm L S_m K_2$$

donde : K1 = Cos β ; K2 = Sen β (ver figuras 8.3 y 8.8)

TRAMO	LONGITUD	INCLINACION	hff
D-E	125 MTS	ATN(5/1000)	61.539
E-F	96 '	90°	184.636
F-P	912 '	ATN(5/1000)	448.990
P-STOPE	100 '	ATN(5/1000)	49.231

$$L = 1,533 \text{ mts}$$

$$h_{ff} = 744.396 \text{ mts } h_p = 74.44 \text{ kgs/cm}^2$$

Finalmente:

Pérdida de carga al NV-4000 = 74.440 kgs/cm² con

Q = 1.16 m³/min y Sm = 1,800 Grs/lt

$$Y_1 = 74.440 \text{ kgs/cm}^2$$

NV-4050 (NIVEL EQUIVALENTE DE RELLENO)

Necesidad de Relave	2,200 tm/mes
Caudal de Operación	1.16 m ³ /min (Q)
Densidad de Operación	1,700 grs/lt (Sm)
% de Sólidos en volumen	32.89% (Cv)
% de Sólidos en Peso	60.53% (Cw)
Gravedad específica relleno	3.1286 (Ss)

$$1.16 \text{ Hr} = \frac{2,200 \times 10^3}{60 \times 0.6053 \times 1,700}$$

$$\text{Hr} = 31 \text{ Horas}$$

- Horas de operación al NV-4050 = 31 Horas.
- Pérdida de carga al NV-4050 = Y2

Para Sm = 1700 grs/lt y Cv = 32.89%, Calculamos h_{ff} para cada tramo (ver fig. 8.3 y 8.8)

TRAMO	LONGITUD	INCLINACION	h _{ff}
D-E	125 mts	ATN(5/1000)	46.062
E-F	96	90°	174.379
F-P	912	ATN(5/1000)	336.067
P-P1	17.4	90°	31.606
	26.8	74°	48.715
P1-STOP	450	ATN(5/1000)	165.822

$$L = 1,627.20 \text{ mts}$$

$$h_{ff} = 802.651 \text{ mts } h_{p0} = 80.265 \text{ kgs/cm}^2$$

Finalmente:

Pérdida de carga al NV- 4050 = 80.265 kgs/cm² con

$$Q = 1.16 \text{ M}^3/\text{min} \text{ y } S_m = 1700 \text{ grs/lt}$$

$$Y_2 = 80.265 \text{ kgs/cm}^2$$

NV-4095 (NIVEL EQUIVALENTE DE RELLENO)

Necesidad de relave	2,500 tm/mes
Caudal de operación	1.16 m ³ /min (Q)
Densidad de operación	1,650 grs/lt (S _m)
% de Sólidos en volumen	30.54% (C _v)
% de Sólidos en peso	57.90% (C _w)
Gravedad específica relleno	3.1286 (S _s)

$$1.16 \text{ Hr} = \frac{2,500 \times 10^3}{(60 \times 0.5790 \times 1,650)}$$

$$\text{Hr} = 38 \text{ Horas}$$

- Horas de operación al NV-4095 = 38 Horas

- Pérdida de carga al NV-4095 = Y₃

Para S_m = 1650 grs/lt y C_v = 30.54% Calculamos h_{ff} para cada tramo (Ver figuras 8.3 y 8.8)

TRAMO	LONGITUD	INCLINACION	h _{ff}
D-E	125 mts	ATN(5/1000)	39.709
E-F	96 °	90°	169.250
F-P	912 °	ATN(5/1000)	289.719
P-P1	17.4 °	90°	30.676
	26.8 °	74°	46.986
P1-R	44 °	72°	76.690
R-STOPE	480 °	ATN(5/1000)	152.484

$$L = 1,701.2 \text{ mts}$$

$$h_{ff} = 805.514 \text{ mts } h_{p0} = 80.55 \text{ kgs/cm}^2$$

Finalmente:

$$\text{Pérdida de carga al NV - 4050} = 80.55 \text{ kgs/cm}^2$$

$$\text{con } Q = 1.16 \text{ m}^3/\text{min} \text{ y } S_m = 1,650 \text{ grs/lt}$$

$$Y_3 = 80.55 \text{ kgs/cm}^2$$

NV - 4154 (EQUIVALENTE DE RELLENO)

Necesidad de relave	3,770 tm/mes
Caudal de operación	1.16 m ³ /min(Q)
Densidad de operación	1,550 grs/lt (S _m)
% de Sólidos en volumen	25.84% (C _v)
% de Sólidos en peso	52.16% (C _w)
Gravedad específica relleno	3.1286 (S _s)

$$1.16 \text{ Hr} = \frac{3,770 \times 10^3}{(60 \times 0.5216 \times 1,550)}$$

$$\text{Hr} = 67 \text{ Horas}$$

$$\text{- Horas de operación al NV-4154} = 67 \text{ Horas}$$

$$\text{- Pérdida de carga al NV-4154} = Y_4$$

Para $S_m = 1550 \text{ gr/lt}$ y $C_v = 25.84\%$; calculamos h_{ff} para cada tramo (ver fig. 8.3 y 8.8)

TRAMO	LONGITUD	INCLINACION	h _{ff}
D-E	125 mts	ATN(5/1000)	29.428
E-F	96 °	90°	158.992
F-P	912 °	ATN(5/1000)	214.707
P-P1	17.4 °	90°	28.817
	26.8 °	74°	43.674
P1-R	44 °	72°	71.186
R-S	425 °	ATN(5/1000)	100.055
S-T	60 °	60°	90.556
T- STOPE	150 °	-ATN(5/1000)	32.989

$$L = 1,856.2 \text{ Mts}$$

$$h_{ff} = 770.404 \text{ mts } h_p = 77.0404 \text{ kgs/cm}^2$$

Finalmente:

$$\text{Pérdida de carga al NV-4154} = 77.0404 \text{ kgs/cm}^2$$

$$\text{con } Q = 1.16 \text{ m}^3/\text{min y } S_m = 1,550 \text{ grs/lt}$$

$$Y_4 = 77.0404 \text{ Kgs/cm}^2$$

TABLA 8.7

SECCION Nº 4: NIVEL EQUIVALENTE DE RELLENO- NECESIDADES DE RELLENO- AGRUPAMIENTOS DE STOPESES.

NIVEL EQUIV. DE RELLENO	STOPESES AGRUPADOS	LONGITUD PROMEDIO DE TUBERIA	TIPO DE RELLENO	NECESIDAD DE RELAVE
NV-4000	642,647 y otros	100 mts	R/H	4,400 tm/mes
NV-4050	05,veta manuel y otros	450 °	R/H	2,200 °
NV-4095	90,40 y otros	480 °	R/H	2,500 °
NV-4154	87,89 y otros	150 °	R/H	3,770 °
NV-4218	97,61 y otros	250 °	R/H	4,400 °
NV-4250 (x)	15(TV-4)	200 °	R/H	1,570 °
NV-4350	81		Conven- cional	

(x) = NV-4218 + 32 mts de explotación en altura del stope 15 TV-4

NV - 4218(Nivel equivalente de relleno)

- Necesidad de relave	4,400 tm/mes
- Caudal de operación	1.16 m ³ /min (Q)
- Densidad de operación	1,450 grs/lt (Sm)
- % de Sólidos en volúmen	21.14% (Cv)
- % de Sólidos en peso	45.61% (Cw)
- Gravedad específica relleno	3.1286 (Ss)

$$1.16 \text{ Hr} = \frac{4,400 \times 10^3}{(60 \times 0.4561 \times 1,450)}$$

$$\text{Hr} = 96 \text{ Horas}$$

- Horas de operación al NV-4218 = 96 Horas

- Pérdida de carga al NV-4218 = Y5

Para Sm = 1,450 grs/lt y Cv = 21.14%; Calculamos hff para cada tramo (ver fig. 8.3 y 8.8)

TRAMO	LONGITUD	INCLINACION	hff
D-E	125 mts	ATN(5/1000)	21.924
E-F	96 °	90°	148.735
F-P	912 °	ATN(5/1000)	159.957
P-P1	17.4 °	90°	26.958
	26.8 °	74°	40.525
P1-R	44 °	72°	65.983
R-S	425 °	ATN(5/1000)	74.542
S-T	60 °	60°	83.368
T-U	125 °	-ATN(5/1000)	20.111
U-V	64.3 °	65°	92.756
V-STOPE	250 °	ATN(5/1000)	43.847

$$L = 2,095.5 \text{ mts}$$

$$h_{ff} = 778.706 \text{ mts } h_p = 77.8706 \text{ kgs/cm}^2$$

Finalmente:

Pérdida de carga al NV-4218 = 77.8706 kgs/cm² con Q = 1.16 m³/min y Sm = 1,450 grs/lt

$$Y_5 = 77.8706 \text{ kgs/cm}^2$$

NV - 4250 (Nivel equivalente de relleno)

- Necesidad de relave	1,570 tm/mes
- Caudal de operación	1.16 m ³ /min (Q)
- Densidad de operación	1,400 grs/lt (Sm)
- % de Sólidos en volumen	18.79% (Cv)
- % de Sólidos en peso	41.99% (Cw)
- Gravedad específica relleno	3.1286 (Ss)

$$1.16 \text{ Hr} = \frac{1,570 \times 10^3}{(60 \times 0.4199 \times 1400)}$$

$$\text{Hr} = 39 \text{ Horas}$$

- Horas de operación al NV-4250 = 39 Horas
- Pérdida de carga al NV-4250 = Y6

Para Sm = 1,400 grs/lt y Cv = 18.79% ; calculamos hff para cada tramo (ver figura 8.3 y 8.8)

TRAMO	LONGITUD	INCLINACION	hff
D-E	125 mts	ATN(5/1000)	19.050
E-F	96 '	90°	143.606
F-P	912 '	ATN(5/1000)	138.989
P-P1	17.4 '	90°	26.028
	26.8 '	74°	39.002

P1-R	44 °	72°	63.477
R-S	425 °	ATN(5/1000)	64.770
S-T	60 °	60°	79.985
T-U	125 °	-ATN(5/1000)	19.050
U-V	64.3 °	65°	89.097
V-V1	200 °	ATN(5/1000)	30.48
V1-STOPE	32 °	90°	47.869

$$L = 2,1275 \text{ mts}$$

$$h_{ff} = 761.403 \text{ mts } K_o = 76.1403 \text{ kgs/cm}^2$$

Finalmente:

Pérdida de carga al "NV-4250" = 76.1403 kgs/cm²
 con Q = 1,16 m³/min y Sm = 1,400 grs/lt
 Y6 = 76.1403 kgs/cm²

TABLA 8.8 RESUMEN DEL RELLENO A SECCION Nº 4

NIVEL EQUIV.DE RELLENO	NECESIDAD DE RELAVE	PRODUCCION MINERAL	DENSIDAD DE OPERACION	HORAS BOMBEO	(PRESION) KES/Cm ²
3900		—	—	—	—
4050	4,400 tm	7,000 tm	1,800 gr/lt	54 Horas	74.44
4050	2,200 °	3,500 °	1,700 gr/lt	31 °	80.265
4095	2,500 °	4,000 °	1,650 gr/lt	38 °	80.55
4154	3,770 °	6,000 °	1,550 gr/lt	67 °	77.04
4218	4,400 °	7,000 °	1,450 gr/lt	96 °	77.87
4218 + 32m	1,570 °	2,500 °	1,400 gr/lt	39 °	76.140
TOTAL :	18,840 °	30,000 °		325 °	

De las tablas 8.6 y 8.8 Se concluye que la bomba (B1) que estará ubicado en la segunda estación de bombeo (NV-3900), deberá responder a:

$$Q = 1.16 \text{ m}^3/\text{min} \quad \text{y} \quad P = 83.51 \text{ kgs/cm}^2$$

Analizando el catálogo Mitsubishi Mars Pumps, se selecciona el modelo H-180 S

$$B1 = H-180 S (1.16; 83.51)$$

E) Cálculo del tamaño del motor (Kw)

Se trata de calcular el motor que debe hacer funcionar la bomba B1 (H-180S)

$$Pot = (Pw Q Hman G) / (60 n)$$

$$Hman = hff + \text{Diferencia de cota (2da estación - NV 4250)}$$

$$Pot = (1,000 \times 1.16 \times (835.1 + 350) \times 9.8) / (60 \times 0.80)$$

$$Pot = 280,671.1833 \text{ Watts} = 281 \text{ Kw}$$

Considerando la pérdida de potencia por altitud, según la tabla 8.4 Tenemos:

$$Pot = (281 \text{ Kw}) / 0.84 = 335 \text{ Kw}$$

Pero comercialmente se considera:

$$\text{Potencia B1 (H-180 S)} = 350 \text{ Kw}$$

F) Espesor de la tubería (t)

Empleamos la fórmula siguiente:

$$t = \left(\frac{PD}{2f} \right) + NC \text{ (mm)}$$

Donde :

$$P = 83.51 \text{ kgs/cm}^2$$

$$D = 4" \varnothing = 101.60 \text{ mm}$$

$$f = \text{Esfuerzo límite} = 1,120 \text{ Kgs/cm}^2$$

$$C = 0.051 \text{ mm/año}$$

$$N = 10 \text{ años}$$

$$t = \left(\frac{83.51 \times 101.60}{2 \times 1,120} \right) + 10 \times 0.051$$

$$t = 4.297 \text{ mm}$$

Considerando un factor de seguridad 1.40

$$t = 4.297 \times 1.40 = 6.0158 \text{ mm}$$

$$t = 6.0158 = 6 \text{ mm (ASTMA-53-GA al carbono)}$$

G) Requerimientos de tubería

Se calculará en el capítulo X; por ser de interés económico en el diseño final

H) Rendimiento de la bomba (B1)

De las tablas 8.6 y 8.8 Tenemos:

Horas de bombeo a la sección N° 2 = 148 Horas

Horas de bombeo a la sección N° 4 = 325 Horas

Horas de operación de la bomba(B1)= 473 Horas

473

Eficiencia de la Bomba (B1) = (-----) x 100
(24 x 30)

Eficiencia (B1) = 66 %

8.1.2 ALTERNATIVA Nº 2: INSTALACION DE DOS BOMBAS (B2 Y B3) EN LA ACTUAL PLANTA DE RELLENO HIDRAULICO (CHICRIN) Y LA SEGUNDA ESTACION DE BOMBEO EN EL NV-3900 (INTERIOR MINA)

El problema se reduce a seleccionar el tamaño de las bombas B2 y B3; las mismas que rellenarán a la sección N° 3 y al nivel 3,900(Relleno secciones 2 y 4, utilizando la bomba B4) ver figura 8.4

8.1.2.1 CALCULO DE LA BOMBA B2: RELLENO A SECCION Nº 3

Para un análisis detallado ver la fig 8.4 y la fig 8.9; Considerando como parámetros de diseño tenemos:

- \varnothing tubería = 4" \varnothing (0.1016 mts)
- Caudal de operación = 1.16 m³/min
- Velocidad de transporte = 2.384 mts/seg
- Pérdidas de presión(fricción agua, sólidos en suspensión y columna pulpa)

$$hf = 0.068497 L Sm$$

$$hs = 0.743760 L Sm Cv (Sm - 1)^{1.5}$$

$$hw = L Sm$$

- Pérdida de presión total para cada tramo de la red

$$hff = 0.068497 LSm + 0.74376 L Sm Cv(Sm-1)^{1.5} K1 \pm L Sm K2$$

donde: $K1 = \cos \beta$; $K2 = \sin \beta$

NIVEL - 3655 (Nivel equivalente de relleno)

Necesidad de relave	7,885 tm/mes
- Caudal de operación	1.16 m ³ /min(Q)
- Densidad máxima de operación	1,500 grs/lt(Sm)
- % de Sólidos en volúmen	23.49 % (Cv)
- % de Sólidos en peso	48.99% (Cw)
- Gravedad específica relleno	3.1286 (Ss)

En la figura 8.9, El tramo A-B lo podemos simplificar por L = 366 mts é Inclinación = + 8.394°

Luego tenemos:

TRAMO	LONGITUD	INCLINACION	hff
A-B	366 mts	8.394°	151.295
B-C	2,561 '	ATN(5/1000)	519.621
C-C1	680 '	71°	105.481
C1-STOPE	270 '	0°	52.758

$$L = 3,265 \text{ mts}$$

$$hff = \Sigma = 829.155 \text{ mts } h_b^2 = 82.915 \text{ kgs/cm}^2$$

Luego la pérdida de presión total al NV-3655 (hff)

$$hff = 82.915 \text{ Kgs/cm}^2$$

Horas de operación al NV-3655(Nivel equiv. de relleno)

$$1.16 \text{ Hr} = \frac{7,885 \times 10^3}{(60 \times 0.4899 \times 1500)}$$

$$\text{Hr} = 154 \text{ Horas}$$

NIVEL 3715 (Nivel equivalente de relleno)

- Necesidad de relave	4,153 tm/mes
- Caudal de operación	1.16 m ³ /min (Q)
- Densidad máxima de operación	1,450gr/lt(Sm)
- % de Sólidos en volúmen	21.14% (Cv)
- % de Sólidos en peso	45.61% (Cw)
- Gravedad específica relleno	3.1286 (Ss)
- Pérdida de presión total al NV-3715	= hff

Luego calculando tenemos:

TRAMO	LONGITUD	INCLINACION	hff
A-B	366 mts	8.394°	138.7415 mts h ₂ O
B-C	2,561 °	ATN(5/1000)	449.1770 °
C-C1	68 °	71°	101.5055 °
C1-C2	62.5 °	77°	95.4774 °
C2-STOPE	560 °	0°	94.1596 °

$$L = 3,617.5 \text{ mts}$$

$$hff = \Sigma = 879.061 \text{ mts } h_p = 87.91 \text{ kgs/cm}^2$$

- Horas de operación al NV - 3715 (Nivel equiv.de relleno)

$$1.16 \text{ Hr} = \frac{4,153 \times 10^3}{(60 \times 0.4561 \times 1450)}$$

$$\text{Hr} = 90 \text{ Horas}$$

NIVEL - 3775 (Nivel equivalente de relleno)

- Necesidad de relave 4,579 tm/mes
 - Caudal de operación 1.16 m³/min (Q)
 - Densidad máxima de operación 1,400 grs/lt(Sm)
 - % de Sólidos en volúmen 18.79 % (Cv)
 - % de Sólidos en peso 41.99 % (Cw)
 - Gravedad específica relleno 3.1286 (Ss)
- Pérdida de presión total al NV-3775 = hff

Luego calculando tenemos:

TRAMO	LONGITUD	INCLINACION	hff
A-B	366 mts	8.394°	127.819
B-C	2,561 °	ATN(5/1000)	390.275
C-C1	68 °	71°	97.630
C1-C2	62.5 °	77°	91.947
C2-C3	60 °	80°	88.993
C3-STOPE	465 °	0°	67.608

$$L = 3,582.5 \text{ mts}$$

$$hff = \Sigma = 864.272 \text{ mts } h_p = 86.427 \text{ Kgs/cm}^2$$

- Horas de operación al NV-3775

$$1.16 \text{ Hr} = \frac{4,579 \times 10^3}{60 \times 0.4199 \times 1400}$$

$$\text{Hr} = 112 \text{ Horas}$$

NIVEL - 3840 (Nivel equivalente de relleno)

- Necesidad de relave 2,167 TM/mes
- Caudal de operación 1.16 m³/min (Q)
- Densidad máxima de operación 1,350 gr/lt (Sm)
- % de Sólidos en peso 16.44 % (Cv)
- % de Sólidos en volúmen 38.10 % (Cw)
- Gravedad específica relleno 3.1286 (Ss)
- Pérdida de presión total al NV-3840 = hff

Luego calculando tenemos:

TRAMO	LONGITUD	INCLINACION	hff
A-B	366 mts	8.394°	118.349
B-C	2,561 °	ATN(5/1000)	341.638
C-C1	68 °	71°	93.843
C1-C2	62.5 °	77°	88.472
C2-C3	60 °	80°	85.673
C3-C4	65 °	90°	93.760
C4-STOPE	465 °	0°	58.893

$$L = 3,647.5 \text{ mts}$$

$$hff = \Sigma = 880.628 \text{ mts } h_p = 88.06 \text{ kgs/cm}^2$$

- Horas de operación al NV-3840

$$1.16 \text{ Hr} = \frac{2,167 \times 10^3}{60 \times 0.3810 \times 1350}$$

$$\text{Hr} = 61 \text{ Horas}$$

TABLA 8.9 : RESUMEN DEL RELLENO A SECCION N° 3

NIVEL EQUIV. DE RELLENO	NECESIDAD DE RELAVE	PRODUCCION DE MINERAL	DENSIDAD OPERACION	HORAS BOMBEO	PRESION kgs/cm ²
3,655	7,885 Tm	12,553 Tm	1,500 gr/lt	154 hrs	82.91
3,715	4,153 °	6,612 °	1,450 °	90 °	87.91
3,775	4,579 °	7,290 °	1,400 °	112 °	86.42
3,840	2,167 °	3,450 °	1,350 °	61 °	88.06
TOTAL	18,784 °	29,904 °		417 °	

De la tabla se concluye que la bomba (B2) que enviará relave a las labores de la sección N° 3, la misma que estará ubicado en la primera estación de bombeo (chicrin), esta bomba deberá responder a:

$$Q = 1.16 \text{ m}^3/\text{min} \quad \text{y} \quad P = 88.06 \text{ kgs/cm}^2$$

Analizando el catálogo Mitsubishi Mars Pumps, se selecciona el modelo H-180S

$$B2 = H-180 \text{ S } (1.16; 88.06)$$

CALCULO DEL TAMAÑO DEL MOTOR DE LA BOMBA B2 (KW):

Se trata de calcular el tamaño del motor que deberá hacer funcionar la bomba B2 (H-180S)

$$Pot = \frac{P_w Q H_{man} G}{(60 n)}$$

$H_{man} = h_{ff} + \text{diferencia de cota (entre puntos A y C4)}$

$$Pot = \frac{1,000 \times 1.16 \times (880.6 + 315.5) \times 9.8}{(60 \times 0.80)}$$

$$Pot = 283,176.35 \text{ watts} = 283 \text{ Kw}$$

Considerando la latitud donde deberá operar la bomba B2 tenemos que según la tabla 8.4:

$$\text{Pot} = (283 \text{ kw})/0.84 = 337 \text{ Kw}$$

Comercialmente se considera:

$$\text{Pot} = 350 \text{ kw}$$

Finalmente podemos concluir que la actual bomba de pistón que rellena las labores de la sección N°3, cumple todo lo calculado para la bomba B2

8.1.2.2 CALCULO DE LAS BOMBAS B3 (CHICRIN) Y B4 (NV-3900) : RELLENO DE LAS SECCIONES 2 Y 4

El envío de pulpa para el relleno de las secciones 2 y 4, se hace en dos etapas(ver figuras 8.10 y 8.4)

A.- ENVIO DE PULPA AL NV-3900 (SEGUNDA ESTACIÓN)

Se trata de determinar el tamaño de la bomba B3 que instalado en la planta de relleno hidráulico en chicrin, será la que envíe relave hasta la segunda estación de bombeo (NV-3900), en la cantidad de 28,325 tm/mes, que se distribuye como sigue:

$$\begin{aligned} \text{Relave para sección N}^\circ 2 &= 9,481 \text{ tm/mes} \\ \text{Relave para sección N}^\circ 4 &= 18,844 \text{ tm/mes} \end{aligned}$$

Tomando como parámetros de diseño tenemos:

- \varnothing tubería 4" \varnothing (0.1016 mts)
Caudal de operación 1.20 m³/min
- Velocidad de transporte 2.467 mts/seg
Reynolds(Re) y rugosidad relativa (R.R)

$$\text{Re} = \frac{1000 \times 2.467 \times 0.1016}{0.006358} = 3.9422 \times 10^4$$

$$\text{R.R} = \frac{0.05 \text{ mm}}{4" \varnothing (101.6 \text{ mm})} = 0.000492$$

Con Re y R.R entramos en el diagrama de mody (figura 8.2) y se obtiene: $H_f = 0.0240$

- Cálculo de pérdidas de presión (hff)

$$h_f = \left(\frac{0.0240 \times L \times 2.467^2}{2 \times 9.8 \times 0.1016} \right) S_m = 0.073349 L S_m$$

$$h_s = 0.718732 L S_m C_v (S_m - 1)^{1.5}$$

$$h_w = L S_m$$

Finalmente:

$$h_{ff} = 0.073349 L S_m + 0.718732 L S_m C_v (S_m - 1)^{1.5} K_1 \pm L S_m K_2$$

donde : $K_1 = \cos \beta$; $K_2 = \sin \beta$
(Expresión para cada tramo de la red)

- Necesidad de relave al NV- 3900	28,325 tm/mes
- Caudal de operación	1.20 m ³ /min
- Densidad máxima de operación	1,600 grs/lt
- % de Sólidos en volumen	28.19 %
- % de Sólidos en peso	55.12 %
- Gravedad específica relleno	3.1286

TRAMO	LONGITUD	INCLINACION	hff
A-B	366 mts	8.394°	182.991
B-C	2,561 '	ATN(5/1000)	706.888
C-C1	68 '	71°	114.188
C1-C2	62.5 '	77°	106.890
C2-C3	60 '	80°	103.153
C3-C4	65 '	90°	111.628
C4-3900	60 '	84°	103.460
H1	06 '	85°	10.346
L1	50 '	0°	13.401

$$L = 3,298.5 \text{ mts}$$

$$h_{ff} = \Sigma = 1,452.945 \text{ mts } h_p = 145.29 \text{ kgs/cm}^2$$

Horas de operación al NV-3900(2da estación Bombeo)

$$1.20 \text{ Hr} = \frac{28,325 \times 10^3}{(60 \times 0.5512 \times 1600)}$$

$$\text{Hr} = 446 \text{ Horas}$$

Según lo calculado, la bomba **B3** deberá responder a las siguientes características:

$$Q = 1.20 \text{ m}^3/\text{min} \text{ y } P = 145.29 \text{ kgs/cm}^2$$

Analizando el catálogo Mitsubishi Mars Pumps, se selecciona el modelo **S-180**

$$\text{B3} = \text{S-180} (1.20; 145.29)$$

B.- CÁLCULO DEL TAMAÑO DEL MOTOR DE B3 (Kw):

el motor que hará funcionar a la bomba **B3**, deberá responder a:

$$\text{Pot} = \frac{P_w Q H_{man} G}{(60 n)}$$

$$H_{man} = h_{ff} + \text{diferencia cota (entre A y C7)}$$

$$\text{Pot} = \frac{1,000 \times 1.20 \times (1,452.9 + 381.164) \times 9.8}{(60 \times 0.80)}$$

$$\text{Pot} = 449,345.68 \text{ watts}$$

$$\text{Pot} = 449 \text{ Kw}$$

Considerando la actitud donde operará la bomba **B3** tenemos que según la tabla 8.4:

$$\text{Pot} = 449/0.84 = 535 \text{ Kw}$$

Comercialmente se considera

$$\text{Potencia de bomba B3} = 550 \text{ Kw}$$

FIGURA : 8.12

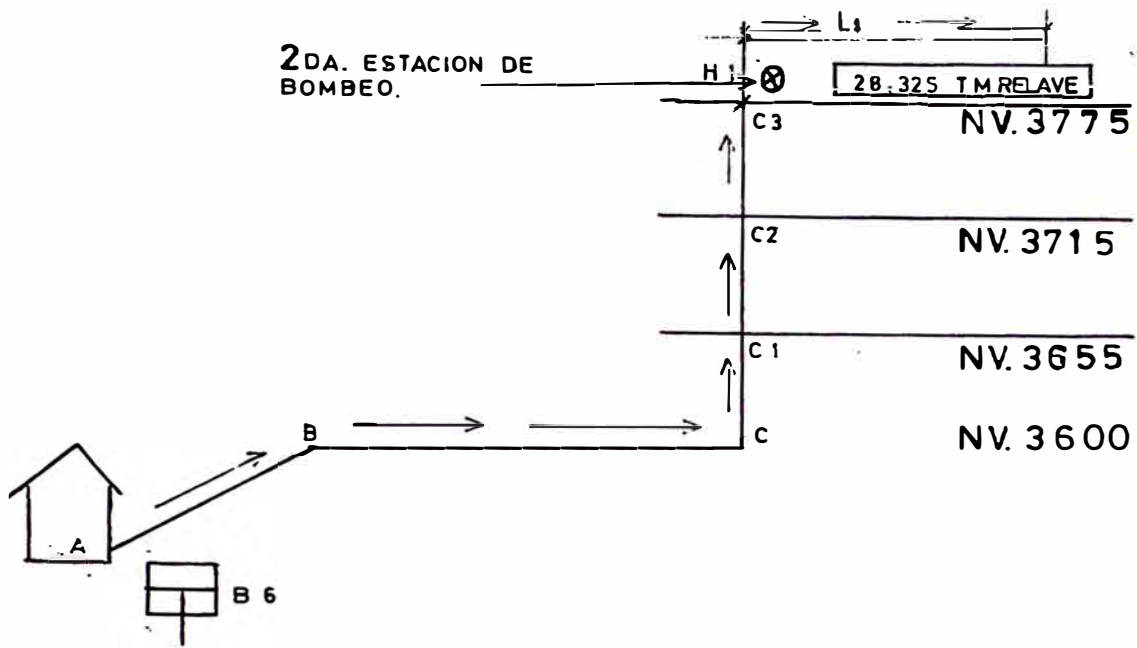
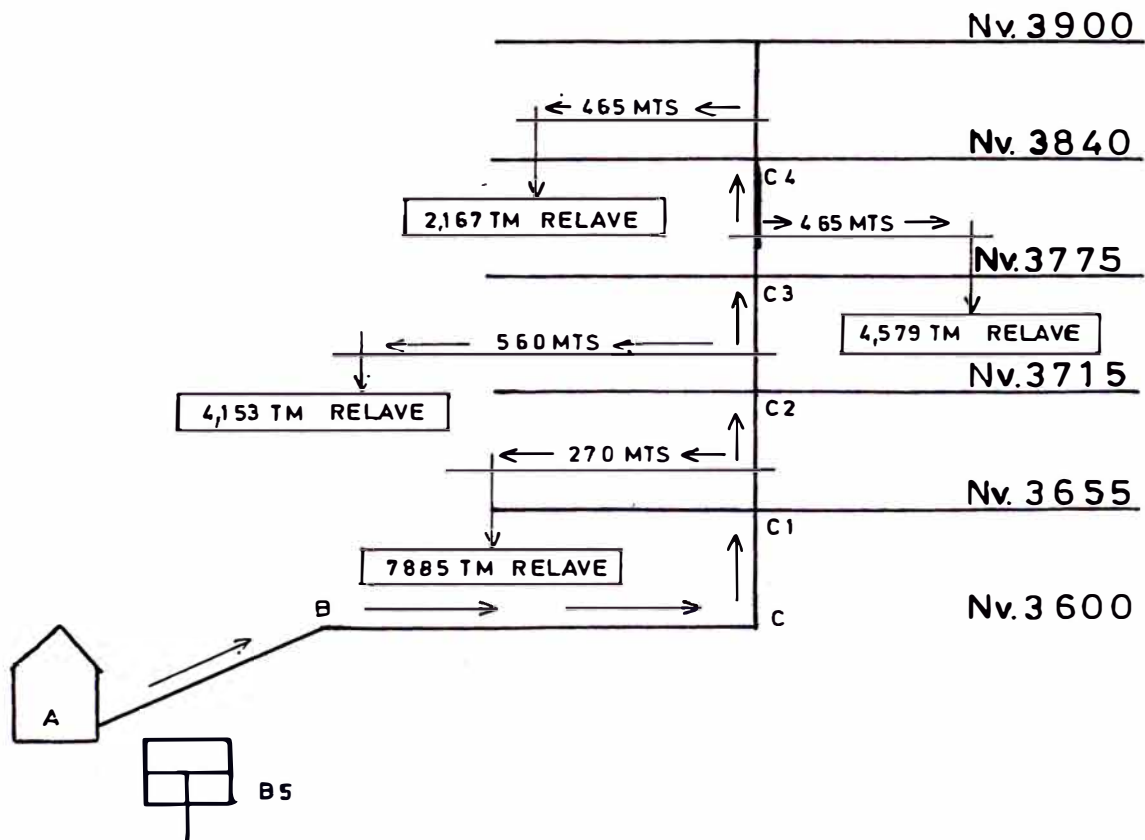


FIGURA : 8.11



C.- ESPESOR DE LA TUBERIA (t)

Se trata de calcular el espesor de la tubería que llevará pulpa enviado por la bomba B3 al NV-3900 (2da estación de bombeo), para ello empleamos la siguiente relación.

$$t = \left(\frac{PD}{2f} \right) + NC \text{ (mm)}$$

Donde:

$$P = 145.29 \text{ kgs /cm}^2$$

$$D = 4" \varnothing = 101.6 \text{ mm}$$

$$f = \text{Esfuerzo límite} = 1,120 \text{ kgs/cm}^2$$

$$C = 0.051 \text{ mm/año}$$

$$N = 10 \text{ años}$$

$$t = \left(\frac{145.29 \times 101.6}{2 \times 1,120} \right) + 10 \times 0.051$$

$$t = 7.0999 \text{ mm}$$

Considerando un factor de seguridad de 40% tenemos:

$$t = 7.0999 \times 1.40 = 9.930 \text{ mm}$$

$$t = 10 \text{ mm (ASTMA - 53 - GA al carbono)}$$

D.- RELLENO A SECCIONES 2 Y 4

Se trata de calcular el tamaño de la bomba B4 y de su respectivo motor eléctrico (ver fig 8.4)

La bomba B4 que enviará pulpa para el relleno de las secciones 2 y 4 estará ubicado en el nivel 3900 (interior mina)

En el ítem 8.1.1.8 ha sido calculado el tamaño de la bomba B1 (ver figuras 8.7 y 8.8) Luego tenemos:

$$B4 = B1 (1.16; 82.209) = H-180S$$

Cuyo motor debe de tener potencia (B4) = 350 Kw

8.1.3 ALTERNATIVA N° 3 : INSTALACION DE DOS BOMBAS (B5 Y B6) EN LA ACTUAL PLANTA DE RELLENO HIDRAULICO (CHICRIN), Y LA BOMBA B7 EN LA SEGUNDA ESTACION DE BOMBEO UBICADO EN EL NV-3775 (INTERIOR MINA)

El problema se reduce a seleccionar el tamaño de las bombas B5, B6 y B7 las mismas que rellenarán las labores de la sección N° 3 y las labores de las secciones 2 y 4 (zonas altas de atacocha) mediante el bombeo de pulpa en dos etapas (ver figura 8.5):

1º- B6 enviará 28,325 tm/mes de relave hasta la segunda estación de bombeo ubicado en el NV-3775 (ver figura 8.12)

2º- B7 enviará 28,325 tm/mes de relave desde la segunda estación de bombeo (NV-3775) hasta las secciones 2 y 4 para el relleno respectivo.

8.1.3.1 RELLENO A SECCION N° 3, CALCULO DE LA BOMBA B5

Actualmente en operación, el tamaño de la bomba B5 ya ha sido calculado en el item 8.1.2.1

$$B5 = B2(1.16 \text{ m}^3/\text{min} ; 88.06 \text{ kgs/cm}^2) = H-180S$$

Cuyo motor debe tener una potencia de= 350 kw, ver figura 8.11

Horas de operación de B5= 417 Horas (ver tabla 8.9)

$$\text{Rendimiento de la bomba B5} = \left(\frac{417}{24 \times 30} \right) = 58\%$$

El rendimiento de 58% de la bomba B5, es posible mejorarlo hasta en un 19%, logrando con ello un rendimiento máximo de un 77% (555 Horas/mes); esto se logrará solo si tenemos 02 líneas troncales de tuberías, con ello evitamos paradas por obstrucción (atoro) de tuberías.

8.1.3.2 RELLENO A SECCIONES 2 Y 4: CÁLCULO DE LAS BOMBAS B6(CHICRIN) Y B7(NV - 3775 : SEGUNDA ESTACIÓN DE BOMBEO)

Se trata de calcular el tamaño de la bomba B6, La misma que enviará 28,325 tm/mes de relave desde Chicrin hasta la segunda estación de bombeo (NV-3775). Para una mejor

visualización ver la fig. 8.12. A continuación se procede a calcular algunos parámetros, con los cuales se calcula el tamaño de la bomba B6

- \varnothing de tubería = 4" \varnothing (0.1016 mts)
- Caudal de operación = 1.16 m³/min (Q)
- Velocidad de transporte = 2.384 m³/min (V)
- Cálculo del coeficiente de pérdida de carga primaria Hf = ??

$$\text{Rugosidad Relativa (R.R)} = \frac{0.05 \text{ mm}}{4" \varnothing (101.6 \text{ mm})} = 0.000492$$

$$\text{Reynolds (Re)} = \frac{P1 \times V \times D}{u}$$

$$U = 0.006358 \text{ kgs/m} \times \text{seg}$$

$$Q = 1.16 \text{ m}^3/\text{min}$$

$$D = 4" \varnothing = 0.1016 \text{ mts}$$

$$v = 2.384 \text{ mts/seg}$$

$$P1 = 1,000 \text{ kgs/m}^3$$

$$\text{Re} = \frac{1,000 \times 2.384 \times 0.1016}{0.006358}$$

$$\text{Re} = 3.8096 \times 10^4$$

Con Re y R.R entramos en el diagrama de Moody (figura 8.2) y se obtiene **Hf = 0.0240**, con Hf calculamos las siguientes expresiones.

A.- Pérdida de carga del fluido portante (hf)

$$\text{hf} = 0.0240 * \frac{L \times 2.384^2}{(2 \times 9.8 \times 0.1016)} * \text{Sm}$$

$$\text{hf} = 0.068497 \text{ L Sm}$$

B.- Necesidad de mantener los sólidos en suspensión (hs)

$$\text{hs} = 0.068497 \times 80 \text{ LSm Cv} \left(\frac{(9.8 \times 0.1016 \times (\text{Sm}-1))}{2.384^2 \times 0.44^{0.5}} \right)^{1.5}$$

De donde se obtiene:

$$\text{hs} = 0.743760 \text{ L Sm Cv} (\text{Sm} - 1)^{1.5}$$

C.- Al peso de la columna (hw)

$$hw = L Sm$$

- Pérdida de presión total para cada tramo de la red

$$hff = 0.068497 LSm + 0.74376 L Sm Cv(Sm-1)^{1.5} K1 \pm L Sm K2$$

donde : $K1 = \cos \beta$ y $K2 = \sin \beta$
(expresión general)

- Necesidad de pulpa al NV-3775	28,325 tm/mes
- Caudal de operación	1.16 m ³ /min (Q)
- Densidad máxima de operación	1,400 grs/lt(Sm)
- % de Sólidos en volumen	18.79 % (Cv)
- % de Sólidos en peso	41.99 % (Cw)
- Gravedad específica relleno	3.1286 (Ss)

CALCULO DEL TAMAÑO DE LA BOMBA B6

TRAMO	LONGITUD	INCLINACION	hff
A-B	366 mts	8.394°	127.819
B-C	2,561 '	ATN(5/1000)	390.275
C-C1	68 '	71°	97.630
C1-C2	62.5 '	77°	91.147
C2-3775	60 '	80°	88.993
H1	06 '	85°	8.969
L1	50 '	0°	7.269

$$L = 3,173.5 \text{ mts}$$

$$hff = \Sigma = 812.902 \text{ mts } h_p = 81.29 \text{ kgs/cm}^2$$

Luego la bomba **B6** que enviará relave a la segunda estación de bombeo debe responder a:

$$Q = 1.16 \text{ m}^3/\text{min} \text{ y } P = 81.29 \text{ kgs/cm}^2$$

Analizando el catalogo Mitsubishi Mars Pumps, se

selecciona el modelo H-180 S

$$B6(1.16 \text{ m}^3/\text{min}; 81.29 \text{ kgs/cm}^2) = H-180S$$

Horas de operación de la bomba B6 al NV-3775

$$1.16 \text{ Hr} = \frac{28,325 \times 10^3}{(60 \times 0.4199 \times 1400)}$$

$$\text{Hr} = 692 \text{ Horas}$$

Conseguir que la bomba B6 opere 692 Horas en un mes, es practicamente imposible ante esta imposibilidad se plantea lo siguiente:

1º- La bomba B5 (que rellena labores de sección 3), Deberá enviar relave adicionalmente hasta la segunda estación de bombeo en el NV-3775.

- La bomba B5 operando a la segunda estación de bombeo debe ayudar a la bomba B6 con los siguientes parámetros en promedio:

* Densidad de operación	1,400 grs/lt
* Horas de operación	137 Horas/mes
* Peso del relave a bombear	5,605 tm/mes

2º- Las bombas B5 y B6 Deberán estar interconectadas entre ellas en sus respectivas tuberías de carga (en Chicrin: planta de relleno hidráulico) y descarga en un determinado punto.

CALCULO DE TAMAÑO DEL MOTOR DE BOMBA B6:

$H_{man} = h_{ff} + \text{diferencia cota (entre A y 2da estación)}$
(ver figura 8.12)

$Pot = (P_w Q H_{man} G) / 60N$

$Pot = (1,000 \times 1.16 \times (812.902 + 256.492) \times 9.8) / (60 \times 0.8)$

Pot = 253 Kw; Considerando la altitud según tabla 8.4

$Pot = (253 / 0.84) = 300 \text{ Kw}$

FIGURA : 8.13

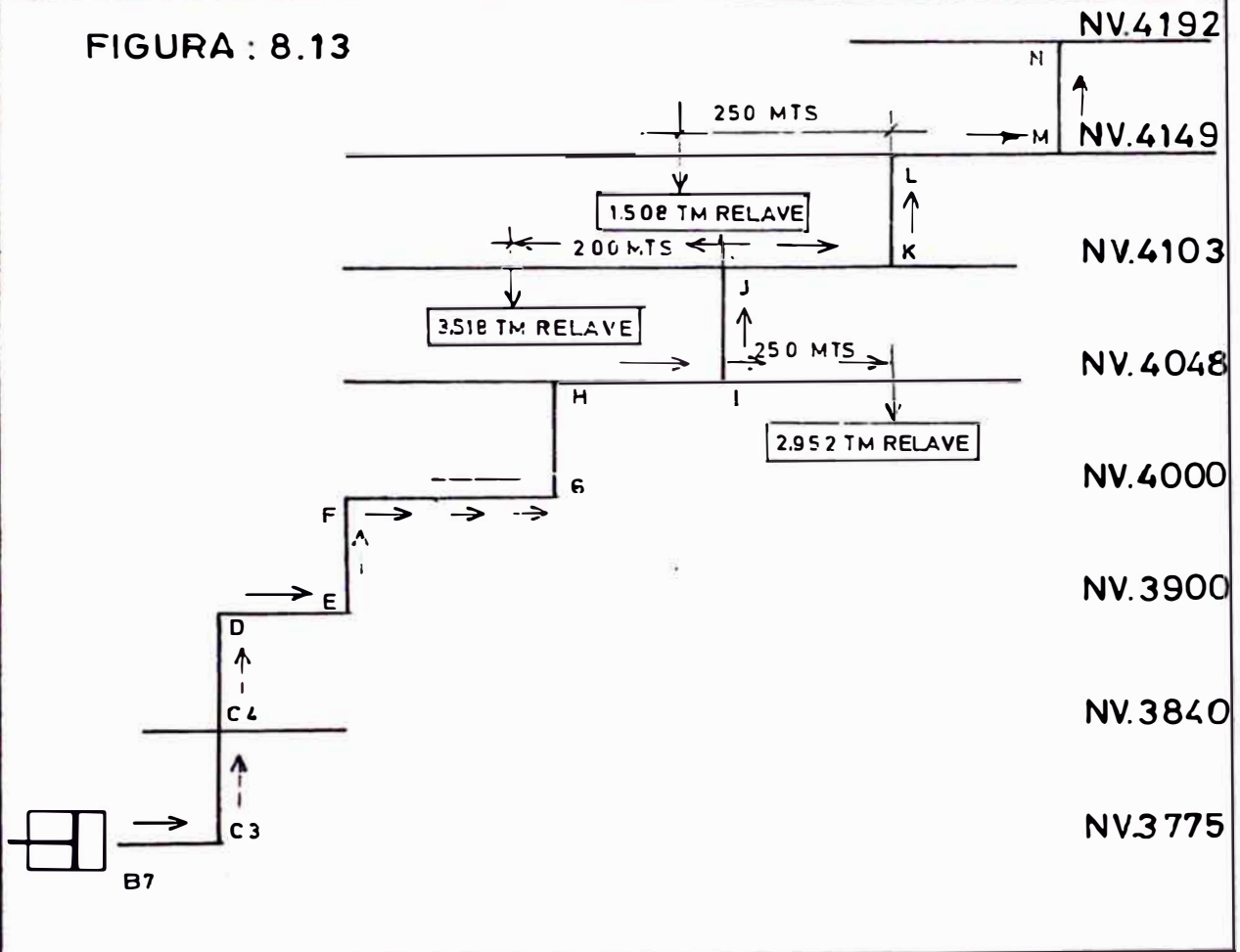
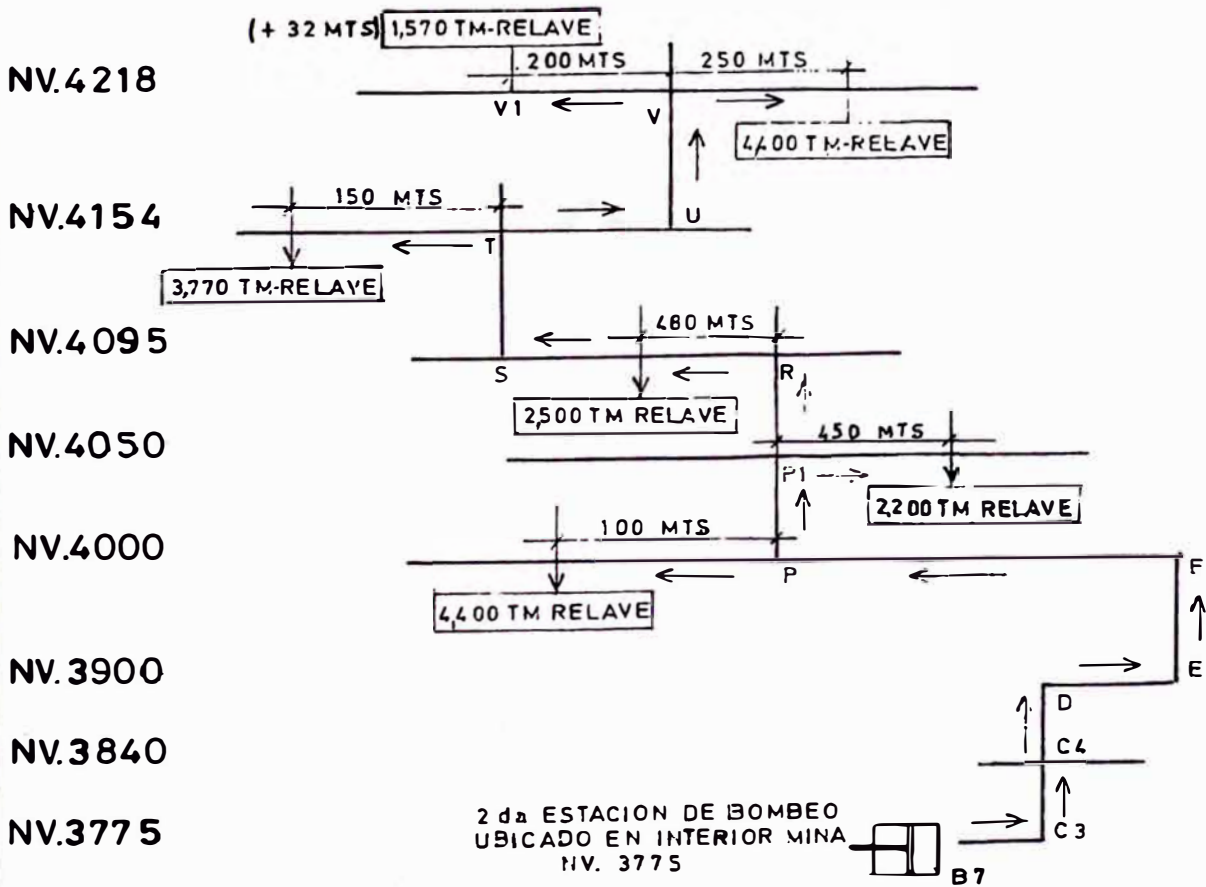


FIGURA : 8.14



Potencia del motor de bomba B6 = 300 Kw

Horas de operación de la bomba B6 al NV-3775(2da estación de bombeo)

$$1.16 \text{ Hr} = (28,325 \quad 5,605) \times 10^3 / (60 \times 0.4199 \times 1400)$$

Hr = 555 Horas

Rendimiento de la bomba B6 = $555 / (24 \times 30) = 77\%$

Rendimiento corregido de la bomba B5 = $\frac{(417 + 137)}{(24 \times 30)} = 77\%$

Rendimiento corregido de la bomba B5 = 77%

**CALCULO DEL TAMAÑO DE LA BOMBA B7
RELLENO A SECCION Nº 2
(VER FIG. 7.13 Y TABLA 8.6)**

NV-4048 (NIVEL EQUIVALENTE DE RELLENO)

- Necesidad de relave	2,952 tm/mes
- Diámetro de tubería	4"Ø(0.1016 mts)
- Caudal de operación	1.16 m ³ /min (Q)
- Densidad de operación	1,600 grs/lt (Sm)
- % de Sólidos en volúmen	28.19% (Cv)
- % de Sólidos en peso	55.12% (Cw)
- Gravedad específica relleno	3.1286 (Ss)

Para : Q = 1.16 m³/min y ø = 4" (0.1016 mts)

La expresión general de la pérdida de carga hff es como sigue:

$$hff = 0.068497LSm + 0.74376LSmCv(Sm - 1)^{1.5} K1 \pm L Sm K2$$

donde : K1 = cos β ; K2 = sen β

TRAMO	LONGITUD	INCLINACION	hff
B7-C3	50 mts	5°	20.218
C3-C4	65 '	90°	111.124
C4-D	60 '	84°	103.027
O-E	125 '	ATN(5/1000)	33.332
E-F	96 '	90°	164.123
F-G	754 '	ATN(5/1000)	201.059
G-H	20 '	60°	31.464
	29.5 '	82°	50.614
H-I	36 '	ATN(5/1000)	9.599
I-STOPE	250 '	ATN(5/1000)	66.664

$$L = 1,485.5 \text{ mts}$$

$$hff = \Sigma = 791.224 \text{ mts } h_p = 79.12 \text{ kgs/cm}^2$$

$$1.16 \text{ Hr} = \frac{2,952 \times 10^3}{(60 \times 0.5512 \times 1,600)}$$

$$\text{Hr} = 48 \text{ Horas}$$

Horas de operacional NV- 4048 = 48 Horas

- Pérdida de carga al NV-4048 = 79.12 kgs/cm²

NV - 4103 (Nivel equivalente de relleno)

- Necesidad de relave	3,518 tm/mes
- Caudal de operación	1.16 m ³ /min(Q)
- Densidad de operación	1,550 grs/lt(Sm)
- % de Sólidos en volúmen	25.84 %(Cv)
- % de Sólidos en peso	52.16 %(Cw)
Gravedad específica relleno	3.1286 (Ss)

$$h_{ff} = 0.068497L_{Sm} + 0.74376 L_{Sm}C_v(S_m - 1)^{1.5}K_1 \pm L_{Sm} K_2$$

donde $K_1 = \cos \beta$; $K_2 = \sin \beta$

CALCULO DE LA PERDIDA DE CARGA AL NV-4103

TRAMO	LONGITUD	INCLINACION	h _{ff}
B7-C3	50 mts	05°	18.115
C3-C4	65 °	90°	107.651
C4-D	60 °	84°	99.623
D-E	125 °	ATN(5/1000)	29.428
E-F	96 °	90°	158.992
F-G	754 °	ATN(5/1000)	177.511
G-H	20 °	60°	30.185
	29.5 °	82°	48.911
H-I	36 °	ATN(5/1000)	8.475
I-J	58.2 °	71°	93.776
J-STOPE	200 °	ATN(5/1000)	47.085

$$L = 1,493.7 \text{ mts}$$

$$h_{ff} = \Sigma = 819.752 \text{ mts } h_p = 81.975 \text{ kgs/cm}^2$$

$$1.16 \text{ Hr} = \frac{3,518 \times 10^3}{60 \times 0.5216 \times 1550}$$

$$\text{Hr} = 66 \text{ Horas}$$

Finalmente tenemos:

Horas de operación al NV-4103 = 63 horas

Pérdida de carga al NV-4103 = 81.97 kgs/cm²

NV-4149(NIVEL EQUIVALENTE DE RELLENO)

- Necesidad de relave 1,508 tm/mes
- Caudal de operación 1.16 m³/seg (Q)
- Densidad máxima de operación 1,500 gr/lt (Sm)

- % de Sólidos en volúmen	23.49% (Cv)
- % de Sólidos en peso	48.99% (Cw)
- Gravedad específica relleno	3.1286 (Ss)

$$hff = 0.068497 LSm + 0.72376 LSmCv (Sm - 1)^{1.5} K1 \pm L Sm K2$$

donde : K1 = Cos B ; K2 = sen B

CALCULO DE LA PERDIDA DE CARGA AL NV - 4149

TRAMO	LONGITUD	INCLINACION	hff
B7-C3	50 mts	05°	16.289
C3-C4	65 '	90°	104.178
C4-D	60 '	84°	96.253
D-E	125 '	ATN(5/1000)	25.362
E-F	96 '	90°	153.863
F-G	754 '	AN(5/1000)	152.984
G-H	20 '	60°	28.962
	29.5 '	82°	47.230
H-I	36 '	ATN(5/1000)	7.304
I-J	58.2 '	71°	90.279
J-K	100 '	ATN(5/1000)	20.289
K-L	46 '	90°	73.726
L-STOPE	250 '	ATN(5/1000)	50.724

$$L = 1,689.7 \text{ mts}$$

$$hff = \Sigma = 867.443 \text{ mts } h_p = 86.744 \text{ kgs/cm}^2$$

$$1.16 \text{ Hr} = \frac{1,508 \times 10^3}{60 \times 0.4899 \times 1,500}$$

$$\text{Hr} = 30 \text{ Horas}$$

Luego tenemos:

Horas de operación al NV-4149 = 30 horas

Pérdida de carga al NV-4149 = 86.744 kgs/cm²

NV- 4192 (NIVEL EQUIVALENTE DE RELLENO)

- Necesidad de relave	1,570 tm/mes
- Caudal de operación	1.16 m ³ /min
- Densidad de operación	1,450 grs/lt(Sm)
- % de Sólidos en volúmen	21.14% (Cv)
- % de Sólidos en peso	45.61% (Cw)
- Gravedad específica relleno	3.1286 (Ss)

$$hff = 0.068497 LSm + 0.74376 LSmCv (Sm - 1)^{1.5} K1 \pm L Sm K2$$

donde $K1 = \text{Cos } \beta$; $K2 = \text{sen } \beta$

TRAMO	LONGITUD	INCLINACION	hff
B7-C3	50 mts	05°	14.713
C3-C4	65 °	90°	100.705
C4-D	60 °	84°	92.914
D-E	125 °	ATN(5/1000)	21.923
E-F	96 °	90°	148.735
F-G	754 °	ATN(5/1000)	132.245
G-H	20 ° 29.5 °	60° 82°	27.789 45.571
H-I	36 °	ATN(5/1000)	6.314
I-J	58.2 °	71°	86.877
J-K	100 °	ATN(5/1000)	17.538
K-L	46 °	90°	71.268
L-M	250 °	ATN(5/1000)	43.847
M-N	43 °	90°	66.621
N-STOPE	150 °	ATN(5/1000)	26.308

$$L = 1,882.7 \text{ mts}$$

$$hff = \Sigma = 903.368 \text{ mts } h_p = 90.337 \text{ kgs/cm}^2$$

$$1.16 \text{ Hr} = \frac{1,570 \times 10^3}{60 \times 0.4561 \times 1450}$$

$$\text{Hr} = 34 \text{ Horas}$$

Luego tenemos:

- Horas de operación al NV-4192 = 34 horas
- Pérdida de carga al NV-4192 = 90.337 kgs/cm²

**TABLA 8.10: RESUMEN DE RELLENO A SECCION 2
(RUTA Nº 4 - ALTERNATIVA Nº 3)**

NIVEL EQUIV. DE RELLENO	PRODUCCION DE MINERAL	NECESIDAD DE RELAVE	DENSIDAD OPERACION	HORAS BOMBEO	KGS/CM ² PRESION
4048	5,600 tm/mes	2,952 tm/mes	1,600 grs/lt	48 Horas	79.12 kgs/cm ²
4103	5,600 '	3,518 '	1,550 '	63 '	81.97 '
4149	2,400 '	1,508 '	1,550 '	30 '	86.74 '
4192	2,500 '	1,570 '	1,450 '	34 '	90.32 '
TOTAL	15,200 '	9,548 '		175 '	

**RELLENO A SECCIÓN Nº 4
(VER FIG. 8.14 Y TABLA 8.7)**

NV-4000 (NIVEL EQUIVALENTE DE RELLENO)

- Necesidad de relave 4,400 tm/mes
- Diámetro de tubería 4"Ø (0.1016 mts)
- Caudal de operación 1.16 m³/min (Q)
- Densidad de operación 1700 grs/lt (Sm)
- % de Sólidos en volúmen 32.89 % (Cv)
- % de Sólidos en peso 60.53 % (Cw)
- Gravedad específica relleno 3.1286 (Ss)

Para Q = 1.16 m³/min y Ø = 4" (0.1016 mts)

La expresión general de la pérdida de carga h_{ff} es como

sigue:

$$h_{ff} = 0.068497 L S_m + 0.74376 L S_m C_v (S_m - 1)^{1.5} K_1 \pm L S_m K_2$$

donde : $K_1 = \cos \beta$; $K_2 = \sin \beta$

TRAMO	LONGITUD	INCLINACION	h _{ff}
B7-C3	50 mts	05°	25.362
C3-C4	65 °	90°	118.069
C4-D	60 °	84°	109.955
D-E	125 °	ATN(5/1000)	46.062
E-F	96 °	90°	174.379
F-P	912 °	ATN(5/1000)	336.067
P-STOPE	100 °	ATN(5/1000)	36.849

$$L = 1,408 \text{ mts}$$

$$h_{ff} = \Sigma = 846.743 \text{ mts } h_{20} = 84.674 \text{ kgs/cm}^2$$

$$1.16 \text{ Hr} = \frac{4,400 \times 10^3}{60 \times 0.6053 \times 1700}$$

$$\text{Hr} = 61 \text{ Horas}$$

Luego Tenemos:

Horas de Operación al NV-4000 = 61 Horas

pérdida de carga al NV-4000 = 84.67 kgs/cm²

NV - 4050 (NIVEL EQUIVALENTE DE RELLENO)

- Necesidad de Relave 2,200 tm/mes
- Diámetro de tubería 4"Ø (0.1016 mts)
- Caudal de operación 1.16 m³/min (q)
- Densidad de Operación 1,600 grs/lt (s_m)
- % De sólidos en Volúmen. 28.19% (C_v)
- % De sólidos en Peso 55.12 (C_w)
- Gravedad específica Relleno 3.1286 (S_s)

$$h_{ff} = 0.068497 LSm + 0.74376 LSmC_v (Sm-1)^{1.5} K_1 \pm L Sm K_2$$

donde : $K_1 = \cos \beta$; $K_2 = \sin \beta$

TRAMO	LONGITUD	INCLINACION	h _{ff}
B7-C3	50 mts	05°	20.218
C3-C4	65 "	90°	111.124
C4-D	60 "	84°	103.028
D-E	125 "	ATN(5/1000)	34.188
E-F	96 "	90°	164.121
F-P	912 "	ATN(5/1000)	249.435
P-P1	17.4 "	90°	29.747
	26.8 "	74°	45.308
P1-STOPE	450 "	ATN(5/1000)	123.076

$$L = 1,802.2 \text{ mts}$$

$$h_{ff} = \Sigma = 880.245 \text{ mts } h_p = 88.02 \text{ kgs/cm}^2$$

$$1.16 \quad Hr = \frac{2,200 \times 10^3}{60 \times 0.5512 \times 1600}$$

$$Hr = 36 \text{ Horas}$$

Luego tenemos:

Horas de operación al NV-4050 = 36 Horas

Pérdida de carga al NV-4050 = 88.67 kgs/cm²

NV-4095 (NIVEL EQUIVALENTE DE RELLENO)

- Necesidad de relave	2,500 tm/mes
- Diámetro de tubería	4"ø(0.1016 mts)
- Caudal de operación	1.16 m ³ /min (Q)
- Densidad de operación	1,500 grs/lt(Sm)
- % de Sólidos en volúmen	23.49% (Cv)
- % de Sólidos en peso	48.99% (Cw)
- Gravedad específica relleno	3.1286 (Ss)

$$h_{ff} = 0.068497 LSm + 0.74376 LSmC_v (Sm - 1)^{1.5} K_1 \pm L Sm K_2$$

donde : $K_1 = \cos \beta$; $K_2 = \sin \beta$

TRAMO	LONGITUD	INCLINACION	hff
B7-C3	50 mts	05°	16.289
C3-C4	65 '	90°	104.178
C4-D	60 '	84°	96.253
D-E	125 '	ATN(5/1000)	25.362
E-F	96 '	90°	153.863
F-P	912 '	ATN(5/1000)	185.043
P-P1	17.4 '	90°	27.887
	26.8 '	74°	40.081
P1-R	44 '	72°	68.550
R-STOPE	480 '	ATN(5/1000)	97.391

$$L = 1,876.2 \text{ mts}$$

$$hff = 814.897 \text{ mts } h_p = 81.48 \text{ kgs/cm}^2$$

$$1.16 \text{ Hr} = \frac{2,500 \times 10^3}{60 \times 0.4899 \times 1500}$$

$$\text{Hr} = 49 \text{ Horas}$$

Luego tenemos:

- Horas de operación al NV-4095 = 49 Horas
- Pérdida de carga al NV-4095 = 81.48 kgs/cm²

NV-4154 (NIVEL EQUIVALENTE DE RELLENO)

Necesidad de relave	3,770 tm/mes
- Diámetro de tubería	4" ø(0.1016 mts)
- Caudal de operación	1.16 m ³ /min (Q)
- Densidad de operación	1,450 grs/lt(Sm)
- % de Sólidos en volumen	21.14 % (Cv)
- % de Sólidos en peso	45.61% (Cw)
- Gravedad específica relleno	3.1286 (Ss)

$$hff = 0.068497 LSm + 0.74376 LSmCv(Sm - 1)^{1.5} K1 \pm L Sm K2$$

donde : K1 = cos β ; K2 = sen β

TRAMO	LONGITUD	INCLINACION	hff
B7-C3	50 mts	05°	14.713
C3-C4	65 °	90°	100.706
C4-D	60 °	84°	92.914
D-E	125 °	ATN(5/1000)	21.924
E-F	96 °	90°	148.735
F-P	912 °	ATN(5/1000)	159.957
P-P1	17.4 °	90°	26.958
	26.8 °	74°	40.525
P1-R	44 °	72°	65.983
R-S	425 °	ATN(5/1000)	74.541
S-T	60 °	60°	83.368
T-STOPE	150 °	ATN(5/1000)	26.309

$$L = 2,031.2 \text{ mts}$$

$$hff = \Sigma = 856.633 \text{ mts } h_0 = 85.663 \text{ kgs/cm}^2$$

$$1.16 \text{ Hr} = \frac{3,770 \times 10^3}{60 \times 0.4561 \times 1450}$$

$$\text{Hr} = 82 \text{ Horas}$$

Luego tenemos:

Horas de bombeo al NV-4154 = 82 Horas

Pérdida de carga al NV-4154 = 85.663 kgs/cm²

NV - 4218 (NIVEL EQUIVALENTE DE RELLENO)

- Necesidad de relave 4,400 tm/mes
- Diámetro de tubería 4"ø (0.1016 mts)
- Caudal de operación 1.16 m³/min (Q)

Densidad de operación	1,400 grs/lt(Sm)
- % de Sólidos en volumen	18.79% (Cv)
- % de Sólidos en peso	41.99% (Cw)
- Gravedad específica relleno	3.1286 (Ss)

$$hff = 0.068497 LSm + 0.74376 LSmCv (Sm - 1)^{1.5} K1 \pm L Sm K2$$

donde : K1 = Cos B ; K2 = Sen B

TRAMO	LONGITUD	INCLINACION	hff
B7-C3	50 mts	05°	13.361
C3-C4	65 °	90°	97.233
C4-D	60 °	84°	89.604
D-E	125 °	ATN(5/1000)	19.049
E-F	96 °	90°	143.605
F-P	912 °	ATN(5/1000)	138.981
P-P1	17.4 °	90°	26.028
	26.8 °	74°	39.002
P1-R	44 °	72°	63.477
R-S	425 °	ATN(5/1000)	64.767
S-T	60 °	60°	79.985
T-U	125 °	-ATN(5/1000)	-19.049
U-V	64.3 °	65%	89.097
V-STOPE	250 °	ATN(5/1000)	38.098

$$L = 2,320.5 \text{ mts}$$

$$hff = \Sigma = 883.238 \text{ mts } h_p = 88.32 \text{ kgs/cm}^2$$

$$4,400 \times 10^3$$

$$1.16 \text{ Hr} =$$

$$60 \times 0.4199 \times 1400$$

$$\text{Hr} = 108 \text{ Horas}$$

luego tenemos:

Horas de operacion al NV-4218 = 108 horas

Pérdida de carga al NV-4218 = 88.32 kgs/cm²

NV - 4218 + 32 mts (NIVEL EQUIVALENTE DE RELLENO)

- Necesidad de relave	1,570 tm/mes
- Caudal de operación	1.16 m ³ /min (Q)
- Densidad de operación	1,350 grs/lt(Sm)
- % de Sólidos en volúmen	16.44% (Cv)
- % de Sólidos en peso	38.10% (Cw)
- Gravedad especifica en relleno	3.1286 (Ss)

$$hff = 0.068497 LSm + 0.74376 LSmCv (Sm \quad 1)^{1.5} K1 \pm L Sm K2$$

donde - K1 = cos β , K2 = Sen β

TRAMO	LONGITUD	INCLINACION	hff
B7-C3	50 mts	05°	12.209
C3-C4	65 °	90°	93.761
C4-D	60 °	84°	86.319
D-E	125 °	ATN(5/1000)	16.675
E-F	96 °	90°	138.477
F-P	912 °	ATN(5/1000)	121.661
P-P1	17.4 °	90°	25.099
	26.8 °	74°	37.509
P1-R	44 °	72°	61.026
R-S	425 °	ATN(5/1000)	56.695
S-T	60 °	60°	76.722
T-U	125 °	-ATN(5/1000)	-16.675
U-V	64.3 °	65°	85.547
V-V1	200 °	ATN(5/1000)	26.680
V1-STOPE	32 °	90°	46.159

$$L = 2,302.5 \text{ mts}$$

$$h_{ff} = \Sigma = 867.864 \text{ mts } h_p = 86.7866 \text{ kgs/cm}^2$$

$$1.16 \text{ Hr} = \frac{1,570 \times 10^3}{60 \times 0.3810 \times 1350}$$

$$\text{Hr} = 44 \text{ Horas}$$

luego tenemos:

Horas de bombeo al NV- 4218 + 32 mts = 44 Horas

Pérdida de carga al NV-4218+32 mts= 86.78 Kgs/cm²

TABLA 8.12: RESUMEN DE RELLENO A SECCION 4

(Ruta Nº 4 - Alternativa Nº 3)

Nivel equiv. de relleno	Producción de mineral	Necesidad de relave	Densidad operación	Horas bombeo	Kgs/cm ² Presión
3,900					
4,000	7,000 tm/mes	4,400 tm/mes	1.7 kgs/lt	61 Horas	84.674 "
4,050	3,500 "	2,200 "	1.6 kgs/lt	36 "	88.02 "
4,095	4,000 "	2,500 "	1.5 kgs/lt	49 "	81.48 "
4,154	6,000 "	3,770 "	1.45 kgs/lt	82 "	85.663 "
4,218	7,000 "	4,400 "	1.40 kgs/lt	108 "	88.32 "
4,218+32	2,500 "	1,570 "	1.35 kgs/lt	44 "	86.786 "
TOTAL	30,000 "	18,840 "		380 Hr/mes	

Cálculo del tamaño de la bomba B7:

De las tablas 8.10 y 8.11 se concluye que la bomba B7 que enviará relave para el relleno de las labores de las secciones 2 y 4 debe responder a:

$$Q = 1.16 \text{ m}^3/\text{min} \text{ y } P = 90.32 \text{ kgs/cm}^2$$

y Analizando el catálogo Mitsubishi Mars Pumps se selecciona el modelo H-180S

$$B7 (1.16; 90.32) = H-180S$$

Cálculo del tamaño del motor de la bomba B7:

Se trata de calcular el motor que debe hacer funcionar la bomba B7.

$$\text{Pot. B7} = \left(\frac{P_w Q H_{man} G}{60 n} \right)$$

$$H_{man} = h_{ff} + \text{diferencia de cota (2da est. y NV-4250)}$$

$$\text{Pot} = \left(\frac{1,000 \times 1.16 \times (903.2 + 459.96) \times 9.8}{60 \times 0.80} \right)$$

$$\text{Pot} = 322,481.73 \text{ Watts} = 323 \text{ Kw}$$

Considerando la pérdida de potencia por altitud, según la tabla 8.4 tenemos:

$$\text{Pot} = 323 \text{ kw} / 0.84 = 385 \text{ kw}$$

$$\text{Potencia del motor de B7} = 385 \text{ KW}$$

cálculo del espesor de la tubería (t):

$$\text{con } P = 90.32 \text{ kgs/cm}^2 \quad D = 4" \varnothing = 101.60 \text{ mm}$$

$$f = 1,120 \text{ kgs/cm}^2 \quad C = 10 \text{ Años}$$

Calculamos " t " según la fórmula

$$t = \left(\frac{P D}{2 f} \right) + NC \quad (\text{mm})$$

$$t = \left(\frac{90.32 \times 101.6}{2 \times 1,120} \right) + 10 \times 0.051$$

$$t = 4.606 \text{ mm}$$

Considerando un factor de seguridad de 40%

$$t = 1.40 \times 4.606 = 6 \text{ mm (por defecto)}$$

$t = 6\text{mm}$ (ASTMA - 53 - GA al carbono)

cálculo del rendimiento de la bomba B7:

De las tablas 8.10 y 8.11 tenemos:

Horas de bombeo a la sección N^o 2 = 175 horas

Horas de bombeo a la sección N^o 4 = 380

Horas de operación de la bomba B7 = 555 horas

555

Eficiencia de la bomba B7 = $\left(\frac{\text{-----}}{24 \times 30}\right) \times 100$

Eficiencia de la bomba B7 = 77 %

8.2 EVALUACION TECNICA DE LA RUTA N^o 5

En la figura 7.5 se muestra la ruta N^o5 en forma esquemática según ello tenemos

8.2.1 ALTERNATIVA N^o 1: INSTALACIÓN DE UNA BOMBA VOLUMETRICA (B8) EN LA ACTUAL PLANTA DE RELLENO HIDRÁULICO (CHICRIN) VER FIGUA 7.15

El problema se reduce a determinar el tamaño de una bomba volumétrica (B8). Que sea capaz de enviar pulpa a todas las labores en explotación de la mina de Atacocha (bombeo directo a sección 3 y en combinación con otra bomba (B9) a secciones 2 y 4).

8.2.1.1 CÁLCULO DE LA BOMBA VOLUMETRICA(B8) : RELLENO A SECCIÓN N^o 3 Y ENVIO DE PULPA A LA SEGUNDA ESTACIÓN DE BOMBEO

Tomando como parámetros de diseño los mismos que han sido considerados en el ITEM 8.1.1 Tenemos:

Caudal = $2.68 \text{ m}^3/\text{min} = 0.04467 \text{ m}^3/\text{seg}$

Diámetro tubería = 6"ø

Velocidad del flujo = 2.45 mts/seg

Expresión de la pérdida de carga total(hff) para cada tramo de la red, donde:

$$h_{ff} = 0.0436 L_{Sm} + 0.8014 L_{Sm} C_v (S_m \quad 1)^{1.5} K_1 \pm L_{Sm} K_2$$

donde $K_1 = \cos \beta$; $K_2 = \sin \beta$

A.- RELLENO A SECCION N° 3 (VER FIG. 8.18)

Ya ha sido calculado en el ITEM 8.1.1.4, cuyo resumen se muestra en la tabla 8.12

TABLA 8.12 : RESUMEN

Nivel equiv. de relleno	Necesidad de relleno	Caudal de operación	Densidad operación	Horas de operación	Pérdida de presión
3,655	7,885 tm	2.68 M ³ /min	1,500 grs/lt	67 Horas	73.08 kgs/cm ²
3,715	4,153 "	2.68 "	1,400 "	44 "	67.63 "
3,775	4,579 "	2.68 "	1,350 "	56 "	67.55 "
3,840	2,167 "	2.68 "	1,300 "	31 "	69.97 "

B.- ENVIO DE RELAVE AL NV-3900 (SEGUNDA ESTACIÓN DE BOMBEO)

La bomba volúmetrica (B8) Además de rellenar las labores de la sección N°3, debe de enviar un determinado tonelaje de relave mensualmente al NV-3900, donde estará ubicado la segunda estación de bombeo, ver figura 8.18

- Necesidad de relave 28,325 tm/mes

sección N° 2 9,481 tm/mes

sección N° 4 18,844 tm/mes

TOTAL : -----

28,325 tm/mes

- Caudal de operación 2.68 m³/min (Q)
 - Densidad de operación 1,300 grs/lt(Sm)
 - % de Sólidos en volumen 14.09% (Cv)
 - % de Sólidos en peso 33.91 % (Cw)
 - Gravedad específica de solidos 3.1286 (Ss)

TRAMO	LONGITUD	INCLINACION	hff
A-B	366 mts	8.394°	98.935
B-B1	1,391 '	ATN(5/1000)	121.432
B1-B2	642 '	8.531°	175.511
B2-D1	12 '	ATN(5/1000)	1.048
D1-E1	117 '	65°	145.674
E1-F1	20.22 '	8.359	5.446
F1-G1	141 '	65°	175.556
H1	20 '	85°	27.077
L1	74 '	0°	5.979

$$L = 2,747.22 \text{ mts}$$

$$hff = 756.658 \text{ mts } h_p = 75.66 \text{ Kgs/cm}^2$$

- Pérdida de carga al NV-3900 = 75.66 Kgs/cm²
- Horas de operación de la bomba B8 al NV-3900

$$2.68 \text{ Hr} = \frac{28,325 \times 10^3}{60 \times 0.3391 \times 1300}$$

$$\text{Hr} = 400 \text{ horas}$$

TABLA 8.13: RESUMEN DEL ENVIO DE RELAVE AL NV-3900

Lugar descarga del relave	Necesidad de relleno	caudal de operación	Densidad de operación	Horas de operación	Pérdida presión
NV-3900 Segunda estación de bombeo	28,325 (tm/mes)	2.68 (m ³ /min)	1,300 (grs/lt)	400 (Horas)	75.66 (kg/cm ²)

De las tablas 8.12 y 8.13 se concluye que la bomba volúmetrica **B8** debe responder a:

$$Q = 2.68 \text{ m}^3/\text{min} \quad \text{y} \quad P = 75.66 \text{ kgs/cm}^2$$

Luego analizando el catálogo Mitsubishi Mars Pumps, se selecciona el modelo H-225

$$B8 = H-225$$

C.- CÁLCULO DEL TAMAÑO DE MOTOR DE LA BOMBA B8

Se trata de calcular el motor que debe hacer funcionar la bomba B8(H-225)

$$\text{Pot} = \left(\frac{P_w Q H_{man} G}{60 n} \right)$$

$H_{man} = h_{ff} + \text{diferencia de cota (1ra - 2da est.)}$

$$H_{man} = 756.658 + 412.366 = 1,169.024 \text{ mts } h_0$$

$$\text{Pot} = \left(\frac{1,000 \times 2.68 \times 1,169.024 \times 9.8}{60 \times 0.8} \right)$$

$$\text{Pot} = 640/0.84 = 762 \text{ KW} = 760 \text{ Kw}$$

D.- ESPESOR DE LA TUBERÍA (t)

Se trata de calcular el espesor de la tubería de la red principal.

$$t = \left(\frac{P D}{2f} \right) + NC \quad (\text{mm})$$

Donde :

$$P = 75.66 \text{ kgs/cm}^2$$

$$D = 6" \varnothing = 152.4 \text{ mm}$$

$$f = \text{esfuerzo límite} = 1,120 \text{ kgs/cm}^2$$

$$C = 0.051 \text{ mm/año}$$

$$N = 10 \text{ años}$$

$$t = \frac{(75.66 \times 152.4)}{2 \times 1,120} + 10 \times 0.051$$

$$t = 5.66 \text{ mm}$$

Considerando un factor de seguridad de 1.4 tenemos:

$$t = 5.66 \times 1.4$$

$$t = 7.924 \text{ mm}$$

Luego el espesor (t) de la tubería es de 8.0 mm

E.- RENDIMIENTO DE LA BOMBA VOLUMETRICA (B8)

Horas de bombeo para la sección 3 = 198 Horas/mes

Horas de bombeo al NV-3900 = 400 "

TOTAL ATACOCHA = 598 Horas/mes

Luego la eficiencia de la bomba (B8) es:

$$\text{Eficiencia (B8)} = \frac{598}{(24 \times 30)} = 83\%$$

8.2.1.2 DISEÑO DE EQUIPOS EN LA SEGUNDA ESTACION DE BOMBEO UBICADO EN EL NV-3900 RELLENO HIDRAULICO DE LAS SECCIONES 2 Y 4

Se trata de calcular el tamaño de una bomba B9 que ubicado en el NV-3900 (2da estación de bombeo) sea capaz de enviar 28,325 tm/mes de relave para el relleno de las secciones 2 y 4 distribuidos como sigue:

Relave para sección N^o 2 = 9,481 tm/mes

Relave para sección N^o 4 = 18,844 tm/mes

Ver figuras 8.15, 8.19 y 8.20 para una mejor visualización.

Tomando como parámetros de diseño los mismos que han sido considerados en el ITEM 8.1.1.9 tenemos:

Caudal = 1.16 m³/min = 0.0193 m³/seg

Diámetro tubería = 4"∅ = 0.1016 mts

Velocidad de flujo = 2.384 mts/seg

La expresión de pérdida de carga total para cada tramo de la red es como sigue:

$$h_{ff} = 0.068497 L S_m + 0.74376 L S_m C_v (S_m - 1)^{1.5} K_1 \pm L S_m K_2$$

donde : $K_1 = \cos \beta$; $K_2 = \sin \beta$

A.- RELLENO A SECCION N^o 2 (ver fig. 8.19)

NV- 4048 (NIVEL EQUIVALENTE DE RELLENO)

- Necesidad de relave	2,952 tm/mes
Diámetro de tubería	4" \varnothing (0.1016 mts)
Caudal de operación	1.16 m ³ /min (Q)
- Densidad de operación	1,700 grs/lt(sm)
- % de Sólidos en volumen	32.89% (Cv)
- % de Sólidos en peso	60.53% (Cw)
- Gravedad específica relleno	3.1286 (Ss)

Cálculo de la pérdida de carga al NV- 4048:

TRAMO	LONGITUD	INCLINACION	h _{ff}
H1-I1	113 mts	67°	200.740
I1-J1	700 °	-ATN(5/1000)	246.056
	510 °	ATN(5/1000)	187.924
J1-K1	20 °	60°	34.097
	29.5 °	82°	54.097
K1-L1	36 °	ATN(5/1000)	13.265
L1-STOPE	250 °	ATN(5/1000)	92.119

$$L = 1,694.5 \text{ mts}$$

$$h_{ff} = \Sigma = 828.41 \text{ mts } h_p = 82.84 \text{ kgs/cm}^2$$

$$1.16 \text{ Hr} = (2,952 \times 10^3) / (60 \times 0.6053 \times 1700)$$

$$\text{Hr} = 41 \text{ horas}$$

NV-4103 (NIVEL EQUIVALENTE DE RELLENO)

- Necesidad de relave	3,518 tm/mes
- Caudal de operación	1.16 m ³ /min (Q)
- Densidad de operación	1,650 grs/lt
- % de Sólidos en volúmen	30.54% (Cv)
% de Sólidos en peso	57.91% (Cw)
- Gravedad específica relleno	3.1286 (Ss)

Cálculo de la pérdida de carga al NV-4103:

TRAMO	LONGITUD	INCLINACION	hff
H1-I1	113 mts	67°	193.071
I1-J1	700 °	-ATN(5/1000)	210.831
	510 °	ATN(5/1000)	162.007
J1-K1	20 °	60°	32.803
	29.5 °	82°	52.342
K1-L1	36 °	ATN(5/1000)	11.436
L1-M1	58.2 °	71°	101.097
M1-STOPE	200 °	ATN(5/1000)	63.533

$$L = 1,666.7 \text{ mts}$$

$$hff = \Sigma = 827.12 \text{ mts } h_p = 82.712 \text{ kgs/cm}^2$$

Horas de operación:

$$1.16 \text{ Hr} = \frac{3,518 \times 10^3}{(60 \times 0.5791 \times 1650)}$$

$$\text{Hr} = 53 \text{ horas}$$

NV - 4149 (NIVEL EQUIVALENTE DE RELLENO)

Necesidad de relave	1,508 tm/mes
- Caudal de operación	1.16 m ³ /min (Q)
- Densidad de operación	1,600 grs/lt(Sm)

- % de Sólidos en volúmen 28.19% (Cv)
- % de Sólidos en peso 55.12% (Cw)
- Gravedad específica relleno 3.1286 (Ss)

Cálculo de la pérdida de carga al NV-4149:

TRAMO	LONGITUD	INCLINACION	hff
H1-I1	113 mts	67°	185.695
I1-J1	700 '	-ATN(5/1000)	180.264
	510 '	ATN(5/1000)	139.480
J1-K1	20 '	60°	31.464
	29.5 '	82°	50.614
K1-L1	36 '	ATN(5/1000)	9.846
L1-M1	58.2 '	71°	97.379
M1-N1	100 '	ATN(5/1000)	27.349
N1-O1	46 '	90°	78.641
O1-STOPE	250 '	ATN(5/1000)	68.372

$$L = 1,862.70 \text{ mts}$$

$$hff = \Sigma = 869.104 \text{ mts } h_{20} = 86.91 \text{ kgs/cm}^2$$

Horas de operación:

$$1.16 \text{ Hr} = \frac{1,508 \times 10^3}{(60 \times 0.5512 \times 1600)}$$

$$\text{Hr} = 25 \text{ horas}$$

NV-4192 (NIVEL EQUIVALENTE DE RELLENO)

- Necesidad de relave 1,570 tm/mes
- Caudal de operación 1.16 m³/min (Q)
- Densidad de operación 1,550 grs/lt(Sm)
- % de Sólidos en volúmen 25.84% (Cv)
- % de Sólidos en peso 52.16% (Cw)
- Gravedad específica relleno 3.1286 (Ss)

cálculo de la pérdida de carga al NV-4192:

TRAMO	LONGITUD	INCLINACION	hff
H1-I1	113 mts	67°	178.588
I1-J1	700 °	-ATN(5/1000)	153.957
	510 °	ATN(5/1000)	120.060
J1-K1	20 °	60°	30.185
	29.5 °	82°	48.911
K1-L1	36 °	ATN(5/1000)	8.475
L1-M1	58.2 °	71°	93.776
M1-N1	100 °	ATN(5/1000)	23.541
N1-O1	46 °	90°	76.184
O1-P1	250 °	ATN(5/1000)	58.853
P1-R1	43 °	90°	71.215
R1-STOPE	150 °	ATN(5/1000)	35.312

$$L = 2,055.7 \text{ mts}$$

$$hff = \Sigma = 899.057 \text{ mts } h_p = 89.90 \text{ kgs/cm}^2$$

Horas de Operación :

$$1.16 \text{ Hr} = \frac{1,570 \times 10^3}{(60 \times 0.5216 \times 1550)}$$

$$\text{Hr} = 28 \text{ horas}$$

**TABLA 8.14 : RESUMEN DE RELLENO A SECCIÓN 2 (RUTA
Nº 5 - ALTERNATIVA Nº 1, VER FIGURA 7.19)**

NIVEL EQUI. DE RELLENO	PRODUCCION DE MINERAL	NECESIDAD DE RELAVE	DENSIDAD OPERACION	HORAS BOMBEO	(PRESION)
4048	4,700 tm/mes	2,952 tm/mes	1,700 gr/lt	41 horas	82.84 Kgs/cm ²
4103	5,600 °	3,518 °	1,650 °	53 °	82.71 °
4149	2,400 °	1,508 °	1,600 °	25 °	86.71 °
4192	2,500 °	1,570 °	1,550 °	28 °	89.90 °
TOTAL	15,200 tm/mes	9,548 tm/mes		147 horas/mes	

B.- RELLENO A SECCIÓN Nº 4 (VER FIGURA 8.20)**NV - 4000 (Nivel equivalente de relleno)**

- Necesidad de relave	4,400 tm/mes	
- Diámetro de tubería	4"Ø (0.1016 mts)	
- Caudal de Operación	1.16 m ³ /min (q)	
- Densidad de Operación	1,800 grs/lt (sm)	
- % de sólidos en volumen	37.58%	(C _v)
- % de sólidos en peso	65.32%	(C _w)
- Gravedad Específica Relleno	3.1286	(S _s)

Cálculo de la pérdida de carga al NV-4000:

TRAMO	LONGITUD	INCLINACION	hff
H1 I1	113 Mts	67°	217.058
I1 - J2	50	- ATN (5/1000)	23.715
J2 -stope	40	- ATN (5/1000)	18.972
	60 "	ATN (5/1000)	29.536

L = 263 mts

hff = Σ = 289.281 mts de h_{po} = 28.928 kgs/cm²

Horas de Operación :

$$1.16 \text{ Hr} = \frac{4,400 \times 10^3}{(60 \times 0.6532 \times 1800)}$$

Hr = 54 horas

NV - 4050 (Nivel equivalente de relleno)

- Necesidad de relave	2,200 tm/mes	
- Diámetro de tubería	4"Ø (0.1016 mts)	
- Caudal de Operación	1.16 m ³ /min (q)	
- Densidad de operación	1,800 grs/lt (S _m)	
- % de Sólidos en volumen	37.58 %	(C _v)
- % de Sólidos en Peso	65.32 %	(C _w)
- Gravedad Específica Relleno	3.1286	(S _s)

Cálculo de la pérdida de carga al NV-4050:

TRAMO	LONGITUD	INCLINACION	hff
H1 - I1	113 Mts	67°	217.058
I1 - J2	50 "	-ATN (5/1000)	23.715
J2 - K2	17.4 "	90°	33.465
	26.8 "	74°	52.335
J2-Stope	450.0 "	ATN(5/1000)	221.522

$$L = 657.2 \text{ mts}$$

$$hff = \Sigma = 548.095 \text{ mts } h_p = 54.809 \text{ kgs/cm}^2$$

Horas de operación :

$$1.16 \text{ Hr} = \frac{2,200 \times 10^3}{(60 \times 0.6532 \times 1800)}$$

$$\text{Hr} = 27 \text{ Horas}$$

NV - 4095 (Nivel equivalente de relleno)

Necesidad de relave	2,500 tm/mes
- Diámetro de tubería	4"Ø (0.1016 mts)
- Caudal de operación	1.16 m³/min (Q)
- Densidad de operación	1,800 grs/lt (S _a)
- % de sólido volumen	37.58 % (C _v)
- % de sólido en peso	65.32 % (C _w)

cálculo de la pérdida de carga al NV-4095:

TRAMO	LONGITUD	INCLINACION	hff
H1-I1	113 mts	67°	217.058
I1-J1	50 "	- ATN (5/1000)	23.715
J2-K2	17.4 "	90°	383.465
	26.8 "	74°	52.335
K2-L2	44 "	72°	85.643
L2-Stope	480 "	ATN (5/1000)	236.290

$$L = 731.20 \text{ mts}$$

$$hff = \Sigma = 648.506 \text{ mts } h_p = 64.85 \text{ kgs/cm}^2$$

Horas de operación:

$$1.16 \text{ Hr} = \frac{2,500 \times 10^3}{60 \times 0.6532 \times 1,800}$$

$$\text{Hr} = 31 \text{ horas}$$

NV-4154 (Nivel equivalente de relleno)

- Necesidad de relave 3,770 tm/mes
- Diámetro de tubería 4"∅ (0.1016 mts)
- Caudal de operación 1.16 m³/min (Q)
- Densidad de operación 1,800 grs/lt (S_n)
- % de sólidos en volumen 37.58 % (C_v)
- % de sólidos en peso 65.32 % (C_w)
- Gravedad específica relleno 3.1286 (S_s)

Cálculo de la pérdida de carga al NV-4154

TRAMO	LONGITUD	INCLINACION	hff
H1-I1	133 mts	67°	217.058
I1-J2	50.0 "	ATN (5/1000)	23.715
J2-K2	17.4 "	90°	33.465
	26.8 "	74°	52.335
K2-L2	44.0 "	72°	85.643
L2-M2	425.0 "	ATN (5/1000)	209.915
M2-N2	60.0 "	60°	111.728
N2-Stope	150.0 mts	- ATN (5/1000)	71.145

$$L = 503.70 \text{ mts}$$

$$hff = \Sigma = 805.004 \text{ mts } h_0 = 80.50 \text{ kgs/cm}^2$$

Horas de operación

$$1.16 \text{ Hr} = \frac{3,770 \times 10^3}{(60 \times 0.6532 \times 1800)}$$

$$\text{Hr} = 46 \text{ horas}$$

NV - 4218 (Nivel equivalente de relleno)

- Necesidad de relave	4,400 tm/mes
- Diámetro de tubería	4" ∅ (01016 mts)
- Caudal de operación	1.16 m ³ /min (Q)
- Densidad de operación	1,700 grs/lt(S _m)
- % de Sólidos en volumen	32.80 % (C _v)
- % de Sólido en peso	60.53 % (C _w)
- Gravedad específica relleno	3.1286 (S _d)

Cálculo de la pérdida de carga al NV-4218:

TRAMO	LONGITUD	INCLINACION	h _{ff}
H1-I1	113 mts	67°	200.741
I1-J2	50 "	ATN (5/1000)	17.575
J2-K2	17.4 "	90°	31.606
	26.8 "	74°	48.715
K2-L2	44.0 "	72°	79.574
L2-M2	425.0 "	ATN (5/1000)	156.604
M2-N2	60.0 "	60°	102.628
N2-O2	125.0 "	- ATN (5/1000)	43.938
O2-P2	64.3 "	65°	113.174
P2-Stope	250.0 "	ATN (5/100)	92.120

$$L = 1,175.5 \text{ mts}$$

$$h_{ff} = \Sigma = 886.675 \text{ mts } h_{p0} = 88.667 \text{ kgs/cm}^2$$

Horas de Operación

$$1.16 \text{ Hr} = \frac{4,400 \times 10^3}{(60 \times 0.6053 \times 1700)}$$

$$\text{Hr} = 62 \text{ horas}$$

NV - 4250 (NV-4218 + 32 mts: Nivel equiv. de relleno)

- Necesidad de relave	1,570 tm/mes
- Diámetro de tubería	4" ∅ (0.1016 mts)
- Caudal de Operación	1.16 m ³ /min (Q)
- Densidad de operación	1,600 grs/lt (S _m)
- % de sólidos en volumen	28.19 % (C _v)
- % de sólidos en peso	55.12 % (C _w)

- Gravedad específica relleno 3.1286 (S)

Cálculo de la pérdida de carga al NV-4250:

TRAMO	LONGITUD	INCLINACION	hff
H1-I1	113 mts	67°	185.695
I1-J2	50 "	ATN (5/1000)	12.876
J2-K2	17.4 "	90°	29.747
	26.8 "	74°	45.308
K2-L2	44.0 "	72°	73.896
L2-M2	425.0 "	ATN (5/1000)	116.233
M2-N2	60.0	60°	94.391
N2-O2	125.0 "	-ATN (5/1000)	32.190
O2-P2	64.3 "	65°	104.525
P2-V1	200.0 "	ATN (5/1000)	54.698
V1-Stope	32.0 "	90°	54.707

$$L = 1,157.5 \text{ Mts}$$

$$hff = \Sigma = 804.266 \text{ mts } h_p = 80.426 \text{ kgs/cm}^2$$

Horas de Operación:

$$1.16 \text{ Hr} = \frac{1,570 \times 10^3}{(60 \times 0.5512 \times 1,600)}$$

$$\text{Hr} = 26 \text{ Horas}$$

**TABLA 8.16 : RESUMEN DE RELLENO A SECCION 4
(RUTA NQ5 - ALTERNATIVA NQ1; VER FIGURA 8.20)**

NIVEL EQUI. DE RELLENO	PRODUCCION DE MINERAL	NECESIDAD DE RELAVE	DENSIDAD OPERACION	HORAS BONBEO	PRESION
NV-4000	7,000 tm/mes	4,400 tm/mes	1,800 grs/lt	54 Horas	28.92 kgs/cm ²
NV-4050	3,500 "	2,200 "	1,800 "	27 "	54.80 "
NV-4095	4,000 "	2,500 "	1,800 "	31 "	64.85 "
NV-4154	6,000 "	3,770 "	1,800 "	46 "	80.50 "
NV-4218	7,000 "	4,400 "	1,700 "	62 "	88.66 "
NV-4250	2,500 "	1,570 "	1,600 "	26 "	80.42 "
TOTAL	30,000 tm/mes	18,840 tm/mes		246 Horas	

C.- TAMAÑO DE LA BOMBA B9

De las tablas 8.14 y 8.15 se concluye que la bomba B9 debe responder a :

$$Q = 1.16 \text{ m}^3/\text{min} \text{ y } P = 89.90 \text{ kgs/cm}^2$$

Analizando el catálogo Mitsubishi Mars Pumps se selecciona el modelo H-180S

$$B9 = H - 180S$$

D.- CÁLCULO DEL TAMAÑO DE MOTOR DE LA BOMBA B9

Se trata de calcular el motor que debe hacer funcionar la bomba B(H-180S), con la formula :

$$P_{ot} = \frac{P_w Q H_{man} G}{60 n}$$

$H_{man} = h_{ff} + \text{Diferencia de cota (entre B9 y NV-4250)}$

$$P_{ot} = \frac{(1,000 \times 1.16 \times (899.0 + 333.235) \times 9.8)}{60 \times 0.80}$$

$$P_{ot} = 291,834.32 \text{ Watts} = 292 \text{ Kw}$$

Considerando la altitud donde operará la bomba B9 tenemos (ver tabla 8.3):

$$P_{ot} = 292/0.84 \approx 350 \text{ Kw}$$

Potencia del motor eléctrico de B9 = 350 Kw

E.- ESPESOR DE LA TUBERÍA (t)

Para

$$P = 89.90 \text{ kgs/cm}^2; D = 4" \varnothing = 101.6 \text{ mm}$$

$$f = 1,120 \text{ kgs/cm}^2; C = 0.051 \text{ mm/año}$$

$$N = 10 \text{ años}$$

$$t = \left(\frac{89.90 \times 101.6}{2 \times 1,120} \right) + 10 \times 0.051 = 4.59 \text{ mm}$$

$$t = 140\% (4.59) \approx 6.0 \text{ mm}$$

$$t = 6.0 \text{ mm}$$

Luego el espesor de la tubería debe ser 6 mm, la misma que debe ser **ASTMA-53-GA** de acero al carbono.

F.- RENDIMIENTOS DE LA BOMBA B9

De las tablas 8.14 y 8.15 se tiene

Horas de Bombeo a sección N^o 2 = 147 hrs/mes

8Horas de Bombeo a sección N^o 4 = 246 "

$$\text{Total horas Bomba B9} = 393 \text{ hrs/mes}$$

$$\text{Eficiencia de la Bomba B9} = \left(\frac{393}{24 \times 30} \right) = 55 \%$$

$$\text{Eficiencia de la Bomba B9} = 55 \%$$

8.2.2 ALTERNATIVA N^o 2: INSTALACIÓN DE DOS BOMBAS (B10 Y B11) EN LA ACTUAL PLANTA DE RELLENO HIDRÁULICO (CHICRÍN), Y LA SEGUNDA ESTACIÓN DE BOMBEO EN EL NV-3900 (INTERIOR MINA)

El problema se reduce a seleccionar el tamaño de las bombas B10 (Relleno a Sección N^o 3), y B11-B12 (Relleno a secciones 2 y 4), para una mejor visualización ver figura 8.16:

8.2.2.1 CALCULO DE LA BOMBA B10: RELLENO A SECCIÓN N^o 3

Para un análisis detallado ver la figura 8.9, donde B2 = B10, considerando como parámetros de diseño los siguientes valores:

- \varnothing tubería = 4" \varnothing (101.6 mm)
- Caudal de operación = 1.16 m³/min
Velocidad de transporte = 2.384 mts/seg
- Pérdidas de presión (fricción, sólidos en suspensión y columna pulpa)
 $h_f = 0.068497 \text{ L Sm}$
 $h_s = 0.74376 \text{ L Sm Cv} (\text{Sm} - 1)^{1.5}$
 $h_w = \text{L Sm}$
- La pérdida de presión total (h_{ff}) para cada tramo de la red, viene expresado por la siguiente relación:

$$h_{ff} = 0.068497 \text{ LSm} + 0.7437 \text{ LSmCv} (\text{Sm} - 1)^{1.5} K1 \pm \text{L Sm} K2$$

$$\text{donde : } K1 = \cos\beta \quad \text{y} \quad K2 = \text{Sen } \beta$$

Los cálculos ya han sido realizados en el ITEM 8.1.2.1 cuyo resumen se muestra en la tabla 8.16

TABLA 8.16 : RESUMEN

NIVEL EQUIV. DE RELLENO	NECESIDAD DE RELLENO	CAUDAL DE OPERACION	DENSIDAD DE OPERACION	HORAS DE OPERACION	PRESION (kgs/cm ²)
3,655	7,885 tm/mes	1.16 m ³ /min	1,500 grs/lt	154 hrs/mes	82.91
3,715	4,153 '	1.16 '	1,450 '	90 '	87.91
3,775	4,579 '	1.16 '	1,400 '	112 '	86.42
3,840	2,167 '	1.16 '	1,350 '	61 '	88.06
TOTAL	18,784 tm/mes			417 hrs/mes	

A.- CÁLCULO DEL TAMAÑO DE LA BOMBA B10

La bomba B10 es igual a la bomba B2; el mismo que ya ha sido calculado en el ITEM 8.1.2.1 según ello tenemos

$$B10 = B2 = H-180S$$

B.- CALCULO DE LA POTENCIA DEL MOTOR DE LA BOMBA B10

Como la bomba B10 es igual a la bomba B2; el mismo que ya ha sido calculado en el ITEM 8.1.2.1, según ello tenemos:

Potencia de motor de B10 = 283 Kw

Considerando la altitud donde debe operar tenemos, que según la tabla 8.3:

$$\text{Potencia} = 283/0.84 = 337 \text{ Kw}$$

Pero comercialmente se considera

$$\text{Potencia de motor de B10} = 350 \text{ Kw}$$

C.- ESPESOR DE LA TUBERIA (t)

Para :

$$P = 88.06 \text{ kgs/cm}^2; d = 4" \varnothing = 101.6 \text{ mm}$$

$$f = 1,120 \text{ kgs/cm}^2; c = 0.051 \text{ mm/año}$$

$$N = 10 \text{ años}$$

$$t = \left(\frac{88.06 \times 101.6}{2 \times 1,120} \right) + 10 \times 0.051 = 4.5 \text{ mm}$$

$$t = 140 \% (4.5) \approx 6.0 \text{ mm}$$

D.- RENDIMIENTO DE LA BOMBA B10

Según la tabla 8.16 tenemos

$$\text{Rendimiento (B10 = B2)} = \left(\frac{417}{24 \times 30} \right) = 58 \%$$

8.2.2.2 CALCULO DE LAS BOMBAS B11 (CHICRIN) Y B12

(NV-3900): RELLENO A SECCIONES 2 Y 4

El envío de pulpa para el relleno de las secciones 2 y 4, se hace en dos etapas (ver figura 7.16)

A.- ENVIO DE PULPA NV-3900 (SEGUNDA ESTACIÓN DE BOMBEO)

Se trata de determinar el tamaño de la bomba B11, que instalado en la planta de relleno hidráulico en Chicrin, será la que envíe relave al NV-3900, en la cantidad de 28,325 tm/mes, la misma que se distribuye como sigue

Relave para sección N02 = 9,481 tm/mes

Relave para sección N04 = 18,844 "

Tomando como parámetros de diseño tenemos

- ø tubería 4"ø (0.1016 Mts)
- Caudal de operación 1.20 m³/min (Q)
- Velocidad de transporte 2.467 mts/seg (V)

Según el ITEM 8.1.2.2; la expresión de la pérdida de carga para cada tramo de la red es como sigue

$$h_{ff} = 0.73349L S_m + 0.718732L S_m C_v (S_m - 1)^{1.5} K_1 \pm L S_m K_2$$

donde : K1 = cos β ; K2 = sen β

Necesidad de relave al NV-3900	28,325 tm/mes	
- Densidad máxima de operación	1,700 grs/lt(S _m)	
- % de sólidos en volumen	32.89 %	(C _v)
% de sólidos en peso	60.53 %	(C _w)
Gravedad específica relleno	3.1286	(S _s)

TRAMO	LONGITUD	INCLINACION	hff
A-B	366 mts	8.394°	221.684
B-B1	1,391 "	ATN (5/1000)	512.646
B1-B2	642 "	8.531°	234.936
B2-D1	12 "	ATN (5/1000)	4.422
D1-E1	117 "	65°	206.491
E1-F1	20.22 "	8.35°	12.221
F1-G1	141.00 "	65°	248.848
H1	08.0 "	85°	14.709
L1	50.0 "	05°	25.366

$$L = 2,747.22 \text{ mts}$$

$$h_{ff} = 1,481.323 \text{ mts } h_p = 148.13 \text{ kgs/cm}^2$$

- Pérdida de carga total al NV-3900 = 148.132 kgs/cm²
Luego la bomba B11 deberá responder a las siguientes características:

$$Q = 1.20 \text{ m}^3/\text{min y } P = 148.132 \text{ kgs/cm}^2$$

Analizando el catálogo MITSUBISHI MARS PUMPS, se selecciona el modelo S-180

$$B11 = S - 180 (1.20 ; 148.132)$$

A.1 Cálculo de tamaño del motor de Bomba B11 (Kw)

El motor que hará funcionar a la bomba B11, deberá responder a:

$$\text{Pot} = \frac{P \cdot Q \cdot H_{man} \cdot G}{60n}$$

$H_{man} = h_{ff} + \text{Diferencia de cota (entre 1ra y 2da estación)}$

$$= 1,481.323 + 404.769$$

$$= 1,886.092 \text{ mts}$$

$$\text{Pot} = (1,000 \times 1.20 \times 1,886.092 \times 9.8) / (60 \times 0.80)$$

$$\text{Pot} = 462,092.54 \text{ Watts}$$

$$\text{Pot} = 462 \text{ Kw}$$

Considerando la altitud donde operará la bomba B11, tenemos que según la tabla 8.4 :

$$\text{Pot} = 462/0.84 = 550 \text{ KW}$$

Potencia Motor de B11 = 550 Kw

A.2.- Rendimiento de la Bomba B11

Horas de operación de la bomba B11 al NV-3900 2da estación de bombeo :

$$1.20 \text{ Hr} = \frac{28,325 \times 10^3}{60 \times 0.6053 \times 1700}$$

$$\text{Hr} = 382 \text{ horas}$$

$$\text{eficiencia de B11} = \frac{382}{24 \times 30} = 53 \%$$

A.3.- Espesor de la tubería (t)

Se calcula con la siguiente expresión

$$t = \frac{PD}{2f} + NC \quad (\text{mm})$$

Donde : P = 148.131 kgs/cm²

$$D = 4" \varnothing = 101.6 \text{ mm}$$

$$f = \text{esfuerzo límite} = 1,120 \text{ kgs/cm}^2$$

$$C = 0.051 \text{ mm/año}$$

$$N = 10 \text{ años}$$

$$t = 10 \text{ mm (ASTMA - 53 - GA al carbono)}$$

B.- cálculo de la bomba B12

La bomba B12 debe enviar relave del NV-3900 (2da estación de bombeo) para el relleno de las secciones 2 y 4 respectivamente, según las figuras 8.16, 8.19 y 8.20, la bomba B12 es igual a la bomba B9, la misma que ya ha sido calculado en el ITEM 8.2.1.2, luego tenemos que:

Bomba B12 = Bomba B9

$$\text{B12 (1.16 m}^3\text{/min, 89.90 kgs/cm}_2\text{)} = \text{H} - 180\text{S}$$

Potencia motor de B12 = 350 Kw

Espesor de tubería (t) = 6.0 mm

Rendimiento de Bomba B12 = 55 %

8.2.3 ALTERNATIVA N°3 : INSTALACION DE DOS BOMBAS (B13 Y B14) EN LA ACTUAL PLANTA DE RELLENO HIDRAULICO (CHICRIN), Y LA SEGUNDA ESTACION DE BOMBEO EN EL NV-3780 (INTERIOR MINA)

Esta alternativa se reduce a seleccionar el tamaño de las bombas B13 (Relleno a sección N°3); B14 y B15 (Relleno a secciones 2 y 4); para una mejor visualización ver figura 8.17

8.2.3.1 CALCULO DE LA BOMBA B13 : RELLENO A SECCIÓN N°3

Para un análisis detallado ver la figura 8.9 (cambiar B2 por B13) y la figura 8.18 (cambiar B8 por B13; pero B8 = B13)

Tomando como parámetros de diseño los siguientes valores:

- \varnothing tubería = 4" \varnothing (101.6 mm)

Caudal de operación = 1.16 m³/min

- Velocidad de transporte = 2.384 mts/seg

- Perdidas de presión individualizado

$h_f = 0.068497 \text{ L Sm}$	(Fricción)
$h_s = 0.74376 \text{ L Sm Cv}(\text{Sm} - 1)^{.5}$	(sólido suspendido)
$h_w = \text{L Sm}$	(Columna de Pulpa)

- Pérdida de presión total (hff) para cada tramo de la red

$$h_{ff} = h_f + h_s \cos \beta \pm h_w \sin \beta$$

Por igualdad de parámetros de diseño y tratarse de la misma zona a rellenar tenemos

Bomba B13 = Bomba B2 = bomba B10

Los cálculos ya han sido realizados en el ITEM 8.1.2.1 cuyo resumen se muestra en la tabla 8.9

Bomba B13 (1.16 m³/min; 88.06 kgs/cm²) = H-180S

Potencia motor de B13 = 350 Kw

Espesor de tubería = 6.00 mm

Rendimiento de bomba B13 = 58 %

8.2.3.2 CALCULO DE LAS BOMBAS B14 (CHICRIN) Y B15

(NV-3780): RELLENO A SECCIONES 2 Y 4

El envío de pulpa para el relleno de las secciones 2 y 4, se hace en dos etapas (ver figura 8.17)

A.- Envío de pulpa al NV-3780 (2da estación de bombeo)

Se trata de determinar el tamaño de la bomba B14, que instalado en la planta de relleno hidráulico en Chicrin, será la que envíe relave a la segunda estación de bombeo (NV-3780) en la cantidad de 28,325 tm/mes, la misma que se distribuye como sigue:

Envío de relave al NV-3780 para sección 2 = 9,481 tm/mes

Envío de relave al NV-3780 para sección 4 = 18,844 "

Tomando como parámetros de diseño tenemos

- \varnothing tubería 4" \varnothing (0.1016 mts)
- Caudal de operación = 1.16 m³/min
- Velocidad de flujo = 2.384 mts/seg

La expresión de la pérdida de carga total para cada tramo de la red es como sigue

$$h_{ff} = 0.068497 L S_m + 0.74376 L S_m C_v (S_m - 1)^{1.5} K_1 \pm L S_m K_2$$

donde : $K_1 = \cos \beta$; $K_2 = \sin \beta$

- Necesidad de relave al NV-3780	28,325 tm/mes
- Densidad de operación	1,500 grs/lt
- % De sólidos en volumen	23.49% (Cv)
% De sólido en peso	48.99% (Cw)
- Gravedad específica relleno	3.1286 (Ss)

TRAMO	LONGITUD	INCLINACION	h _{ff}
2A-B	366 mts	8.394°	71.153
B-B1	1,391 "	ATN (5/1000)	282.228
B1-B2	642 "	8.531°	267.644
B2-D1	12 "	ATN (5/1000)	2.435
D1-E1	117 "	65°	175.659
H1	08 "	85°	12.841
L1	50 "	05°	16.289

$$L = 2,586 \text{ mts}$$

$$h_{ff} = \Sigma = 828.249 \text{ mts } h_p$$

- Pérdida de carga total NV-3780 = 82.82 kgs/cm²
Luego la bomba B14 deberá responder a las siguientes características:

$$Q = 1.16 \text{ m}^3/\text{min} \text{ y } P = 82.82 \text{ kgs/cm}^2$$

Analizando el catálogo Mitsubishi Mars Pumps, se selecciona el modelo H-180S

$$\text{Bomba B14 (1.16; 82.82) = H-180S}$$

A.1.- Cálculo de tamaño del motor de bomba B14 (Kw)

El motor que hará funcionar a la bomba B14, deberá responder a:

$$\text{Pot} = \frac{Q \text{ Hman } G}{60 N}$$

$$\begin{aligned} \text{Hman} &= h_{ff} + \text{diferencia de cota (entre 1ra y 2da estación)} \\ &= 828.249 + 274.044 \\ &= 1,102.293 \text{ mts} \end{aligned}$$

$$\text{Potencia} = \frac{1,000 \times 1.16 \times 1,102.29 \times 9.8}{60 \times 0.80}$$

$$\text{Potencia} = 261 \text{ Kw}$$

Considerando la altitud donde operará la bomba B14, según la tabla 8.3 tenemos

$$\text{Potencia} = 261/0.84 \approx 300 \text{ Kw}$$

$$\text{Potencia Motor de B14} = 300 \text{ Kw}$$

A.2.- Rendimiento de la bomba B14

Horas de Operación de la bomba B14 al NV-3780 (2da estación de bombeo)

$$1.16 \text{ Hr} = \frac{28,325 \times 10^3}{60 \times 0.4899 \times 1500}$$

$$\text{Hr} = 554 \text{ Horas}$$

Eficiencia de Bomba B14 = (554)/(24 x 30) = 77 %

A.3.- Espesor de la tubería (t)

Se calcula con la siguiente expresión

$$t = \frac{PD}{2f} + NC \text{ (mm)}$$

Donde : P = 82.82 kgs/cm²

D = 4"∅ = 101.6 mm

f = esfuerzo límite = 1,120 kgs/cm²

C = 0.051 mm/año

N = 10 años

$$t = \frac{82.82 \times 101.60}{2 \times 1,120} + 10 \times 0.051 = 4.266 \text{ mm}$$

Factor de Seguridad 1.40

$$t = 5.973 \text{ mm}$$

$$t = 6.0 \text{ mm (ASTMA 53-GA al carbono)}$$

B.- Cálculo de la Bomba B15 : envío de pulpa para el relleno de las secciones 2 y 4

La bomba B15 debe enviar relave desde la segunda estación de bombeo (NV-3780) para rellenar las labores de las secciones 2 y 4

RELLENO A SECCIÓN Nº 2 (ver fig. 8.17 y 8.21)

NV-4048 (Nivel equivalente de relleno)

- Necesidad de relave	2,952 tm/mes
- Diámetro de tubería	4"∅ (01016 mts)
- Caudal de operación	1.16 m ³ /min (Q)
- Densidad de operación	1,550 grs/lt(Sm)
- % de sólido en volumen	25.84 % (Cv)
- % de sólido en peso	52.16 % (Cw)
- Gravedad específica relleno	3.1286 (Ss)

Para : $Q = 1.16 \text{ m}^3/\text{min}$ y $\varnothing = 4''$ (0.1016 mts) la expresión general de la pérdida de carga hff es como sigue:

$$hff = 0.068497 LSm + 0.74376 LSmCv(Sm - 1)^{1.5} K1 \pm L Sm K2$$

donde $K1 = \cos \beta$; $K2 = \sin \beta$

TRAMO	LONGITUD	INCLINACION	hff
F1-G1	141 mts	65°	220.248
G1-H1	32 "	05°	11.594
H1-I1	113 "	67°	178.588
I1-J1	700 "	-ATN (5/1000)	153.949
	510 "	ATN (5/1000)	120.066
J1-K1	20 "	60°	30.185
	29.5 "	82°	48.911
K1-L1	36 "	ATN (5/1000)	8.475
L1-Stopo	250 "	ATN (5/1000)	58.854

$$L = 1,831.5 \text{ mts}$$

$$hff = 830.906 \text{ mts de } h_p$$

Pérdida de carga al NV-4048 = 83.09 kgs/cm²

- Horas de operación al NV-4048

$$1.16 \text{ Hr} = \frac{2,952 \times 10^3}{60 \times 0.5216 \times 1550}$$

$$\text{Hr} = 53 \text{ Horas}$$

NV-4103 (Nivel equivalente de relleno)

- Necesidad de relave	3,518 tm/mes
- Diámetro de tubería	4" \varnothing (0.1016 mts)
- Caudal de operación	1.16 m ³ /min (Q)
- Densidad de operación	1,500 grs/Lt (Sm)
- % de sólido en volumen	23.49% (Cv)
- % de sólido en peso	48.99 % (Cw)
- Gravedad específica relleno	3.1286 (Ss)

- Cálculo de la pérdida de carga total (hff)

TRAMO	LONGITUD	INCLINACION	hff
F1-G1	141 mts	65°	211.692
G1-H1	32 "	05°	10.425
H1-I1	113 "	67°	171.727
I1-J1	700 "	-ATN (5/1000)	131.530
	510 "	ATN (5/1000)	103.477
J1-K1	20 "	60°	28.962
	29.5 "	82°	47.231
K1-L1	36 "	ATN (5/1000)	7.304
L1-M1	58.2 "	71°	90.279
M1-STOPE	200 "	ATN (5/1000)	40.579

$$L = 1,839.7 \text{ mts}$$

$$hff = 843.206 \text{ Mts } H_0$$

- Pérdida de carga al NV-4103 = $\Sigma = 84.32 \text{ kgs/cm}^2$

- Horas de operación al NV-4103

$$1.16 \text{ Hr} = \frac{3,518 \times 10^3}{60 \times 0.4899 \times 1500}$$

$$\text{Hr} = 69 \text{ horas}$$

NV-4149 (Nivel equivalente de relleno)

- Necesidad de realve	1,508 tm/mes
- Diámetro de tubería	4"Ø (0.1016 Mts)
- Caudal de operación	1.16 m ³ /min (Q)
- Densidad de operación	1,450 grs/lt (Sm)
- % de sólidos en volumen	21.14% (Cv)
- % de sólido en peso	45.61% (Cw)
Gravedad específica relleno	3.1286 (Ss)

Cálculo de la pérdida de carga total (hff)

TRAMO	LONGITUD	INCLINACION	hff
F1-G1	141 Mts	65°	203.400
G1-H1	32 "	05°	9.416
H1-I1	113 "	67°	165.087
I1-J1	700 "	-ATN (5/1000)	112.625
	510 "	ATN (5/1000)	89.448
J1-K1	20 "	60°	27.789
	29.5 "	82°	45.571
K1-L1	36 "	ATN(5/1000)	6.314
L1-M1	58.2 "	71°	86.877
M1-N1	100 "	ATN (5/1000)	17.539
N1-O1	46 "	90°	71.269
O1-Stope	250 "	ATN (5/1000)	43.847

$$L = 2,035.7 \text{ Mts}$$

$$hff = 879.182 \text{ Mts H}_0$$

- Pérdida de carga al NV-4149 = 87.91 kgs/cm²
- Horas de operación al NV-4149

$$1.16 \text{ Hr} = \frac{1,508 \times 10^3}{60 \times 0.4561 \times 1450}$$

$$\text{Hr} = 33 \text{ Horas}$$

NV-4192 (Nivel equivalente de relleno)

- Necesidad de realve	1,570 tm/mes
- Diámetro de tubería	4"Ø(0.1016 Mts)
- Caudal de operación	1.16 m ³ /min (Q)
- Densidad de operación	1,400 grs/lt (Sm)
- % de sólidos en volumen	18.79 % (Cv)
- % de sólidos en peso	41.99 % (Cw)
Gravedad específica relleno	3.1286 (Ss)

Cálculo de pérdida de carga total (hff)

TRAMO	LONGITUD	INCLINACION	hff
F1-G1	141 mts	65°	195.376
G1-H1	32 "	05°	8.551
H1-I1	113 "	67°	158.645
I1-J1	700 "	-ATN (5/1000)	96.876
	510 "	ATN (5/1000)	77.718
J1-K1	20 "	60°	26.661
	29.5 "	82°	43.930
K1-L1	36 "	ATN (5/1000)	5.486
L1-M1	58.2 "	71°	83.560
M1-N1	100 "	ATN (5/1000)	15.238
N1-O1	46 "	90°	68.811
O1-P1	250 "	ATN (5/1000)	38.097
P1-R1	43 "	90°	64.323
R1-Stope	150 "	ATN (5/1000)	22.858

$$L = 2,228.7 \text{ mts}$$

$$hff = \Sigma = 906.13 \text{ mts } h_p = 90.613 \text{ kgs/cm}^2$$

- Pérdida de carga al NV-4192 = 90.613 kgs/cm²
- Horas de operación al NV-4792

$$1.16 \text{ Hr} = \frac{1,570 \times 10^3}{60 \times 0.4199 \times 1400}$$

$$\text{Hr} = 39 \text{ Horas}$$

**TABLA 8.17 : Resumen de relleno a sección 2
(Ruta N° 5 - Alternativa N° 3: Ver fig. 8.17 y 8.21)**

NIVEL EQUIV. DE RELLENO	PRODUCCION DE MINERAL	NECESIDAD DE RELAVE	DENSIDAD OPERACION	HORAS BOMBEO	PRESION (KGS/CM ²)
4048	4,700 tm/mes	2,952 tm/mes	1,550 grs/lt	53 horas	83.09
4103	5,600 "	3,518 "	1,500 "	69 "	84.32
4149	2,400 "	1,508 "	1,450 "	33 "	87.91
4192	2,500 "	1,570 "	1,400 "	39 "	90.61
TOTAL	15,200 tm/mes	9,540 tm/mes		194 horas	

RELLENO A SECCIÓN Nº 4

(ver fig. 8.17 y 8.22)

NV-4,000 (Nivel equivalente de relleno)

- Necesidad de relave	4,400 tm/mes
- Diámetro de tubería	4"Ø (0.1016 mts)
- Caudal de operación	1.16 m ³ /min (Q)
- Densidad de operación	1,700 grs/lt (Sm)
- % de Sólidos en volumen	32.89% (Cv)
- % de Sólido en peso	60.53% (Cw)
- Gravedad específica relleno	3.1286 (Ss)

$$hff = 0.068497 LSm + 0.74376 LSm Cv(Sm - 1)^{1.5} K1 \pm L SmK2$$

donde $K1 = \cos B$; $K2 = \sin B$

TRAMO	LONGITUD	INCLINACION	hff
F1-G1	141 mts	65°	248.174
G1-H1	32 "	05°	16.231
H1-I1	113 "	67°	200.741
I1-J2	50 "	-ATN (5/1000)	17.57
J2-Stope	40 "	-ATN (5/1000)	14.060
	60 "	ATN (5/1000)	21.609

$$L = 436 \text{ mts}$$

$$hff = \Sigma = 518.39 \text{ mts } h_p = 51.839 \text{ kgs/cm}^2$$

Horas de operación :

$$1.16 \text{ Hr} = \frac{4,400 \times 10^3}{60 \times 0.6053 \times 1700}$$

$$\text{Hr} = 62 \text{ Horas}$$

NV-4050 (Nivel equivalente de relleno)

Necesida de relave	2,200 tm/mes
Diámetro de tubería	4"Ø (0.1016 mts)
- Caudal de operación	1.16 m ³ /min (Q)
Densidad de operación	1,700 grs/lt (Sm)
- % De sólidos en volumen	32.89 % (Cv)

- % De sólido en peso 60.53 % (Cw)
- Gravedad específica relleno 3.1286 (Ss)

TRAMO	LONGITUD	INCLINACION	hff
F1-G1	141 mts	65°	248.174
G1-H1	32 "	05°	16.231
H1-I1	113 "	67°	200.741
I1-J2	50 "	-ATN (5/1000)	17.575
J2-K2	17.4 "	90°	31.606
	26.8 "	74°	48.715
K2-Stope	450 "	ATN (5/1000)	165.821

$$L = 830.2 \text{ mts}$$

$$hff = \Sigma = 728.863 \text{ mts } h_p = 72.886 \text{ kgs/cm}^2$$

Horas de operación

$$1.16 \text{ Hr} = \frac{2,200 \times 10^3}{60 \times 0.6053 \times 1700}$$

$$\text{Hr} = 31 \text{ Horas}$$

NV-4095 (Nivel equivalente de relleno)

- Necesidad de relave 2,500 tm/mes
- Diámetro de tubería 4"Ø (0.1016 mts)
- Caudal de operación 1.16 m³/min (Q)
- Densidad de operación 1,650 grs/lt(Sm)
- % De sólidos en volumen 30.54 % (Cv)
- % De sólidos en peso 57.91 % (Cw)
- Gravedad específica relleno 3.1286 (Ss)

TRAMO	LONGITUD	INCLINACION	hff
F1-G1	141 mts	65°	238.492
G1-H1	32 "	05°	14.479
H1-I1	113 "	67°	193.071
I1-J2	50 "	-ATN (5/1000)	15.059
J2-K2	17.4 "	90°	30.676
	26.8 "	74°	46.262
K2-L2	44 "	72°	76.523
L2-Stope	480 "	ATN (5/1000)	152.482

$$L = 904.2 \text{ mts}$$

$$hff = \Sigma = 767.044 \text{ mts } h_p = 76.7 \text{ kgs/cm}^2$$

Horas de operación

$$1.16 \text{ Hr} = \frac{2,500 \times 10^3}{60 \times 0.5791 \times 1650}$$

$$\text{Hr} = 38 \text{ horas}$$

NV-4154 (Nivel equivalente de relleno)

- Necesidad de relave 3,770 tm/mes
- Diámetro de tubería 4"ø (0.1016 mts)
- Caudal de operación 1.16 m³/min (Q)
- Densidad de operación 1,600 grs/lt (Sm)
- % De sólidos en volumen 28.19% (Cv)
- % De sólidos en peso 55.12% (Cw)
- Gravedad específica relleno 3.1286 (Ss)

TRAMO	LONGITUD	INCLINACION	hff
F1-G1	141 mts	65°	229.207
G1-H1	32 "	05°	12.939
H1-I1	113 "	67°	185.695
I1-J2	50 "	-ATN (5/1000)	12.876
J2-K2	17.4 "	90°	29.747
	26.8 "	74°	45.308
K2-L2	44 "	72°	73.896
L2-M2	425 "	ATN (5/1000)	116.233
M2-N2	60 "	60°	94.391
N2-Stope	150 "	-ATN (5/1000)	38.628

$$L = 1,059.2 \text{ mts}$$

$$hff = \Sigma = 838.92 \text{ mts } h_p = 83.89 \text{ kgs/cm}^2$$

Horas de operación

$$1.16 \text{ Hr} = \frac{3,770 \times 10^3}{60 \times 0.5512 \times 1600}$$

$$\text{Hr} = 62 \text{ Horas}$$

NV-4218 (Nivel equivalente de relleno)

- Necesidad de Relave	4,400 tm/mes
- Diámetro de tubería	4"Ø (0.1016 ms)
- Caudal de Operación	1.16 m ³ /hr (Q)
- Densidad de operación	1500 grs/lt (Sm)
- % De sólido en volumen	23.49 % (Cv)
- % De sólido en peso	48.99 % (Cw)
- Gravedad específica relleno	3.1286 (Ss)

TRAMO	LONGITUD	INCLINACION	hff
F1-G1	141 mts	65°	211.692
G1-H1	32 "	05°	10.425
H1-I1	113 "	67°	171.727
I1-J2	50 "	-ATN (5/1000)	9.395
J2-K2	17.4 "	90°	27.887
	26.8 "	74°	42.081
K2-L2	44 "	72°	67.319
L2-M2	425 "	ATN (5/1000)	86.231
M2-N2	60 "	60 °	86.887
N2-O2	125 "	-ATN (5/1000)	23.487
O2-P2	64.3 "	65°	96.033
P2-Stope	250 "	ATN (5/1000)	50.724

L = 1,348.5 mts

hff = Σ = 883.888 mts h_p = 88.39 kgs/cm²

Horas de operaciones :

$$1.16 \text{ Hr} = \frac{4,400 \times 10^3}{60 \times 0.4899 \times 1500}$$

Hr = 86 Horas

NV-4250 (NV-4218 + 32 mts : Nivel equiv. de relleno)

- Necesidad de relave	1,570 tm/mes
- Diámetro de tubería	4"Ø (0.1016 ms)
- Caudal de Operación	1.16 m ³ /min (Q)
- Densidad de Operación	1400 grs/lt (Sm)
- % De sólidos en volúmen	18.79 % (Cv)
- % De sólidos en peso	41.99 % (Cw)

- Gravedad específica relleno 3.1286 (ss)

TRAMO	LONGITUD	INCLINACION	hff
F1-G1	141 mts	65°	195.376
G1-H1	32 "	05°	8.551
H1-I1	113 "	67°	158.645
I1-J2	50 "	-ATN (5/1000)	7.620
J2-K2	17.4 "	90°	26.028
	26.8 "	74°	39.002
K2-L2	44 "	72°	63.477
L2-M2	425 "	ATN (5/1000)	64.770
M2-N2	60 "	60°	79.985
N2-O2	125 "	-ATN (5/1000)	19.050
O2-P2	64.3 "	65°	89.097
P2-V1	200 "	ATN (5/1000)	30.48
V1-Stope	32 "	90°	47.869

L = 1,330.5 mts

hff = Σ = 829.95 mts $h_p = 82.995 \text{ kgs/cm}^2$

Horas de operación:

$$1.16 \text{ Hr} = \frac{1,570 \times 10^3}{60 \times 0.4199 \times 1400}$$

$$\text{Hr} = 38 \text{ horas}$$

Tabla 8.18 : Resumen de relleno a sección 4

(Ruta N95 - Alternativa N93 : Ver fig. 8.17 y 8.22)

NIVEL EQUIV. DE RELLENO	PRODUCCION DE MINERAL	NECESIDAD DE RELAVE	DENSIDAD OPERACION	HORAS DE BOMBEO	PRESION (KGS/CM ²)
4000	7,000 tm/mes	4,400 tm/mes	1,700 grs/lt	62 horas	51.839
4050	3,500 "	2,200 "	1,700 "	31 "	72.886
4095	4,000 "	2,500 "	1,650 "	38 "	76.704
4154	6,000 "	3,770 "	1,600 "	62 "	83.892
4218	7,000 "	4,400 "	1,500 "	86 "	88.388
4218 + 32 mts	2,500 "	1,570 "	1,400 "	38 "	82.995
TOTAL	30,000 tm/mes	18,840 tm/mes		317 horas	

B.1.- Cálculo del tamaño de la bomba B15

De las tablas 8.17 y 8.18, se concluye que la bomba B15 que enviará relave para el relleno de las labores de las secciones 2 y 4, debe responder a:

$$Q = 1.16 \text{ m}^3/\text{min} \quad \text{y} \quad P = 90.61 \text{ kgs/cm}^2$$

Analizando el catálogo MITSUBISHI MARS PUMPS, se selecciona el modelo H-180S

$$B15 (1.16; 90.61) = H-180S$$

B.2. Cálculo del tamaño del motor de la bomba B15

Se trata de calcular el motor que debe hacer funcionar la bomba B15, el mismo que debe cumplir la siguiente relación:

$$\text{Pot} = \frac{P_w Q H_{man} G}{60 n}$$

Donde : $H_{man} = h_{ff} + \text{Máxima diferencia de cotas } (\blacktriangle \text{ Máx.})$

$$\blacktriangle 1 = 141 \text{ SEN } 65^\circ + 32 \text{ SEN } 05^\circ + \dots + 200 \text{ SEN } 0.2864^\circ + 32 \text{ SEN } 90^\circ$$

$$\blacktriangle 1 = 464.090 \text{ mts (Ver cálculo } h_{ff} \text{ al (NV-4218) + 32 mts)}$$

$$\blacktriangle 2 = 141 \text{ SEN } 65^\circ + 32 \text{ SEN } 05^\circ + \dots + 43 \text{ SEN } 90^\circ + 150 \text{ SEN } 0.2864^\circ$$

$$\blacktriangle 2 = 426.887 \text{ Mts (ver cálculo } h_{ff} \text{ al NV-4192)}$$

$$\blacktriangle \text{Máx} = \text{Máx } (\blacktriangle 1 \text{ y } \blacktriangle 2)$$

$$\blacktriangle \text{Máx} = \text{Máx } (464.090; 426.887)$$

Luego calculamos la potencia:

$$\text{Pot (B15)} = \frac{1,000 \times 1.16 \times (906.1 + 464.09) \times 9.8}{60 \times 0.80}$$

$$\text{Pot (B15)} = 325 \text{ Kw}$$

Considerando la pérdida de potencia por altitud, según la tabla 8.3, Tenemos :

$$\text{Pot (B15)} = 325/0.84 = 387 \text{ Kw}$$

$$\text{Potencia Motor de B15} = 387 \text{ Kw} \approx 390 \text{ Kw}$$

B.3. Rendimiento de la Bomba B15

Según los valores calculados y tabulados en las tablas 8.17 y 8.18 tenemos

Envío de pulpa a sección N^o 2 = 194 Horas

Envío de pulpa a sección N^o 3 = 317 "

$$\text{Eficiencia de B15} = \frac{(194 + 317)}{24 \times 30} = 71 \%$$

B.4. Espesor de la tubería (t)

Se calcula con la siguiente expresión:

$$t = \frac{PD}{2f} + NC \text{ (mm)}$$

donde

$$P = 90.61 \text{ kgrs/cm}^2$$

$$D = 4" \varnothing = 101.6 \text{ mm}$$

$$f = \text{esfuerzo límite} = 1,120 \text{ kgrs/cm}^2$$

$$C = 0.051 \text{ mm/año}$$

$$N = 10 \text{ años}$$

$$t = \frac{90.61 \times 101.6}{2 \times 1,120} + 10 \times 0.051 = 4.619 \text{ mm}$$

Considerando un factor de seguridad de 1.4, tenemos:

$$t = 4.619 \times 1.40 \approx 6.00 \text{ mm}$$

$$t = 6.00 \text{ mm (ASTMA - 53 - GA al carbono)}$$

FIGURA 8.15: RUTA Nº 5
ALTERNATIVA Nº 1

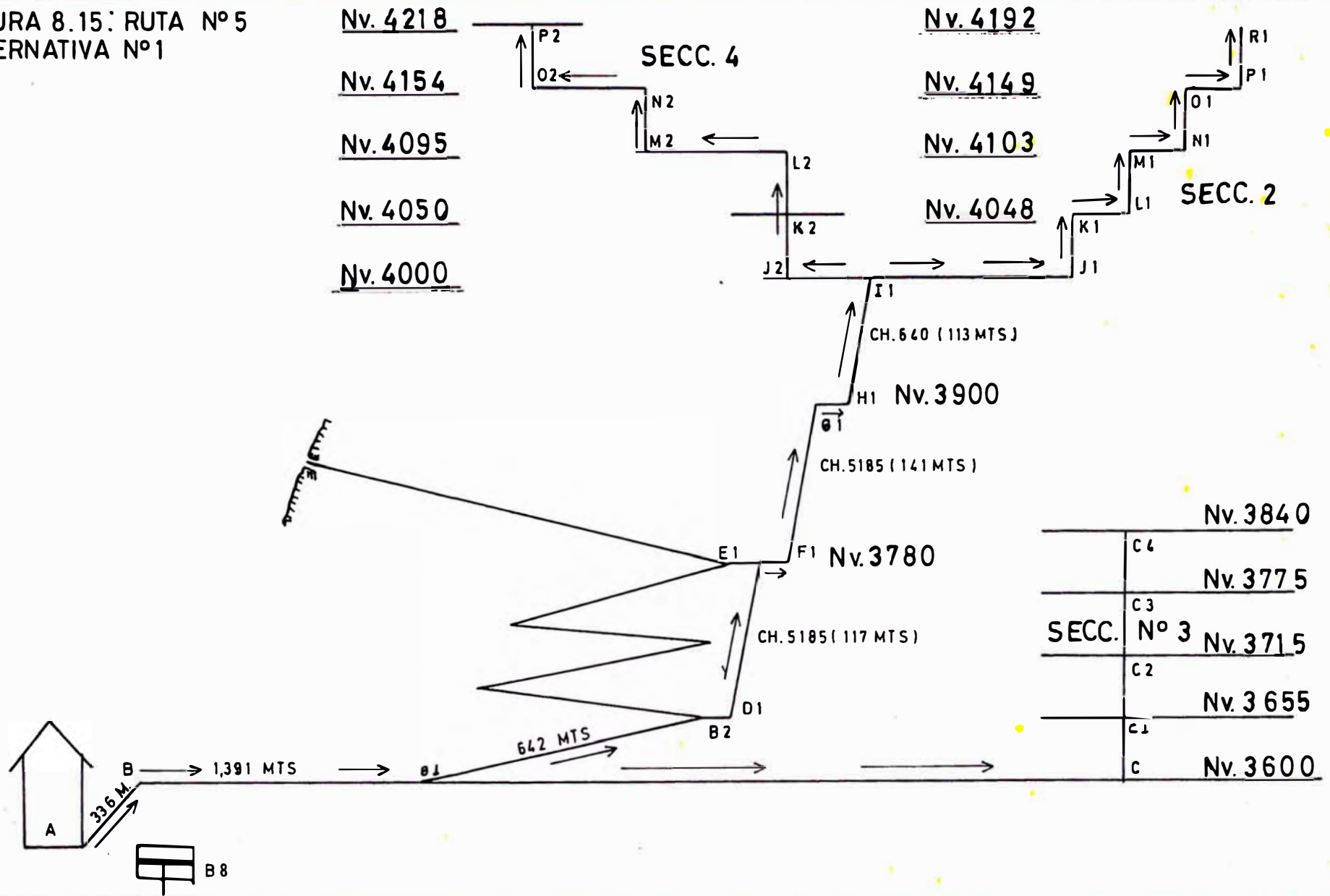


FIGURA 8.16 : RUTA N° 5
ALTERNATIVA N° 2

NV. 4218
NV. 4154
NV. 4095
NV. 4050

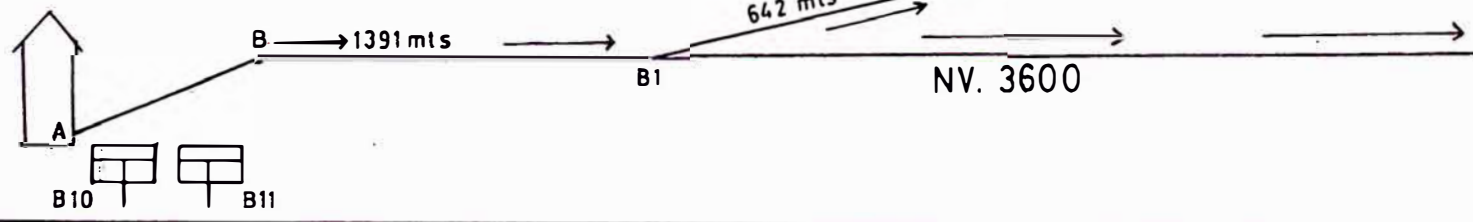
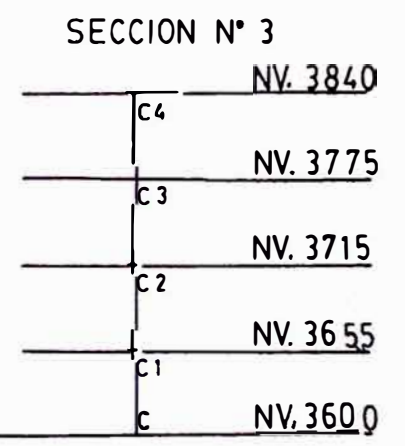
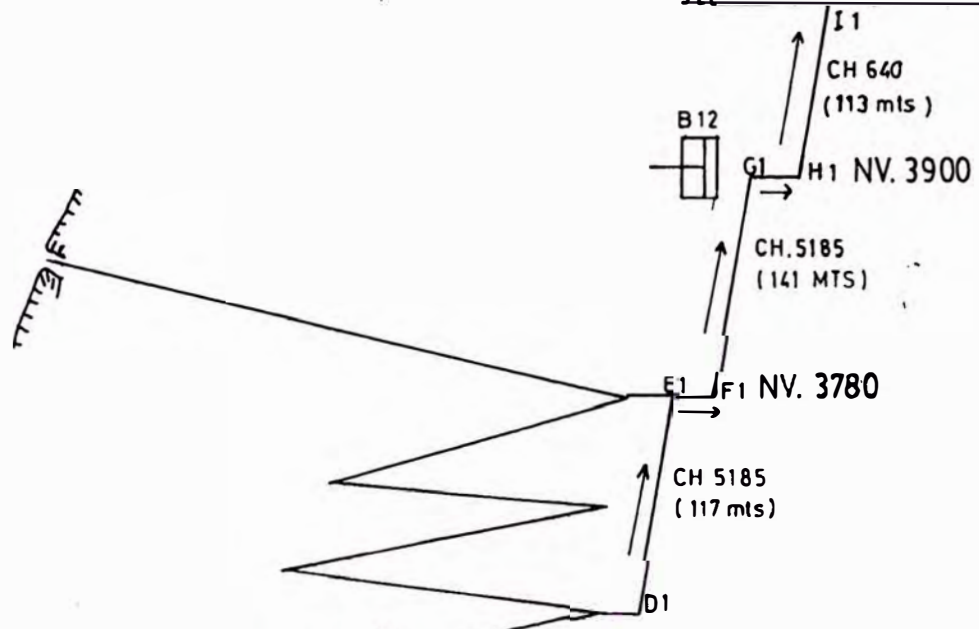
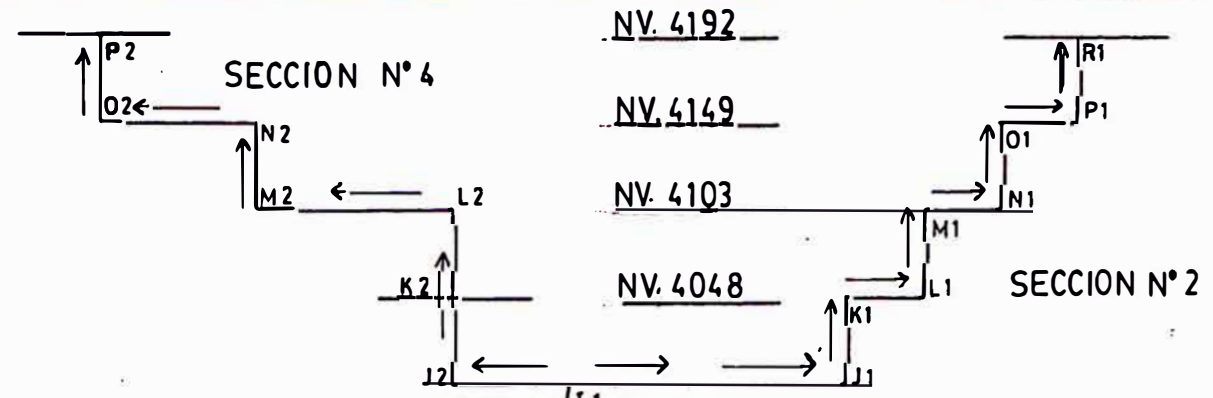


FIGURA 8.17: RUTA Nº 5
ALTERNATIVA Nº 3

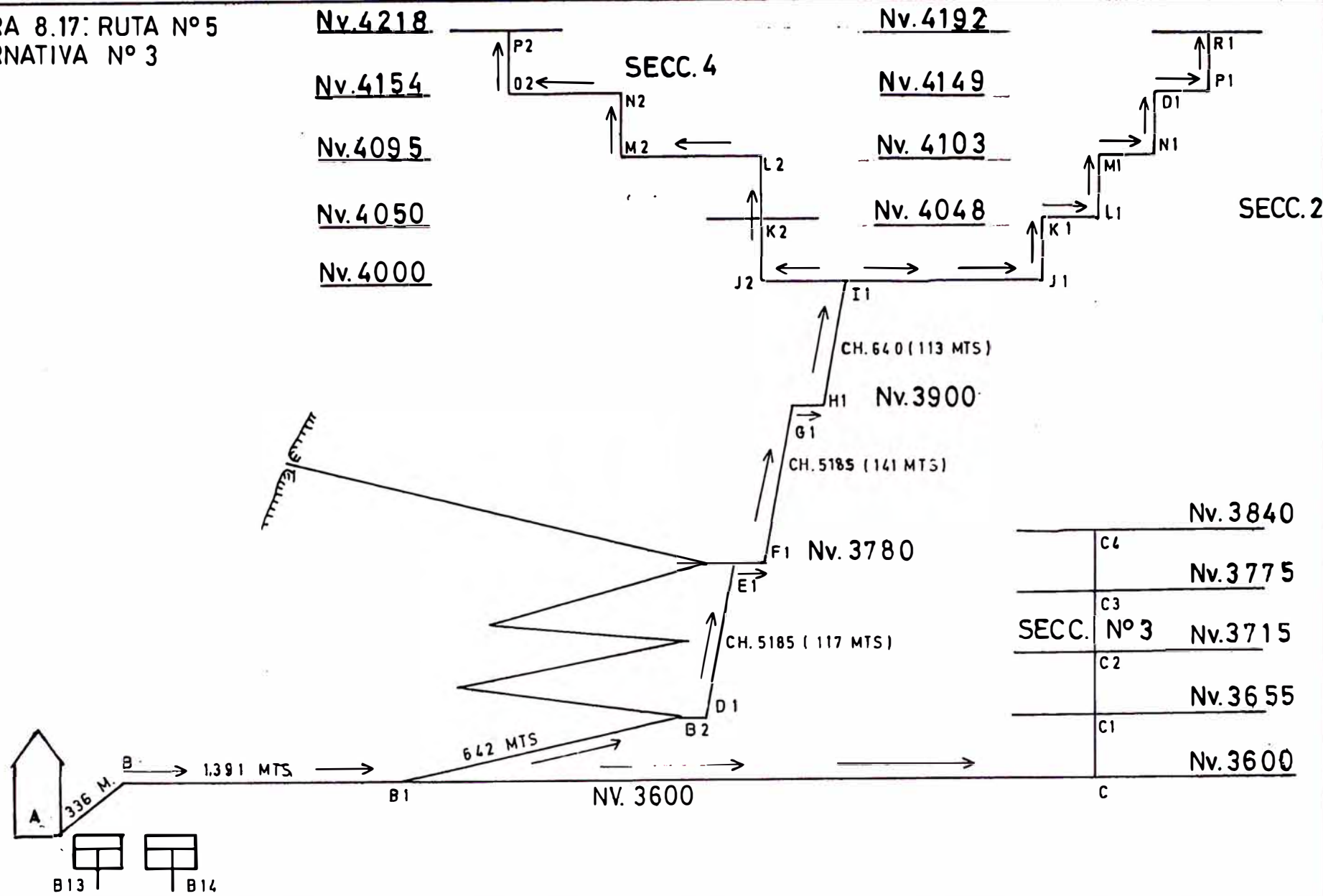


FIGURA 8.18

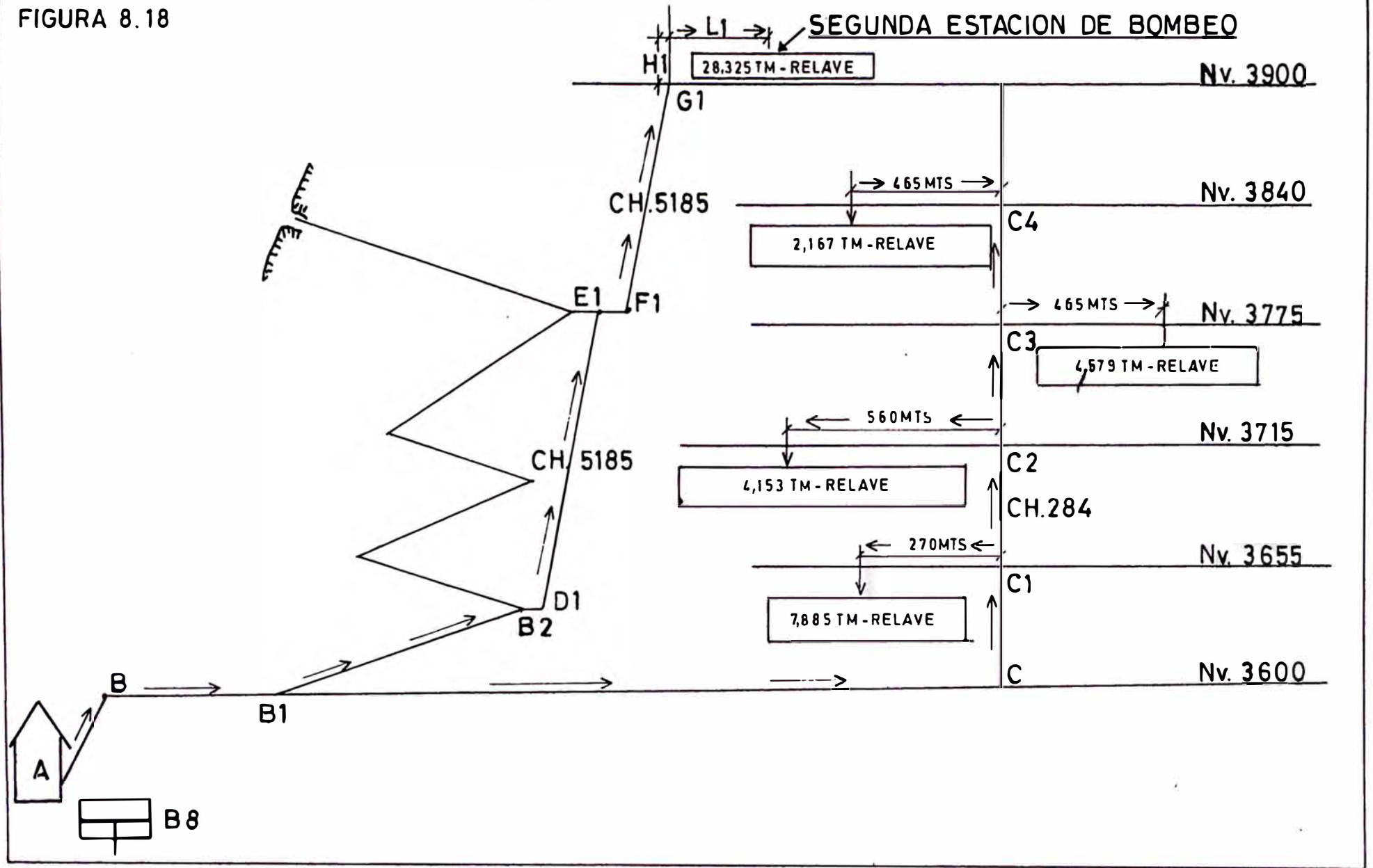


FIGURA 8.19

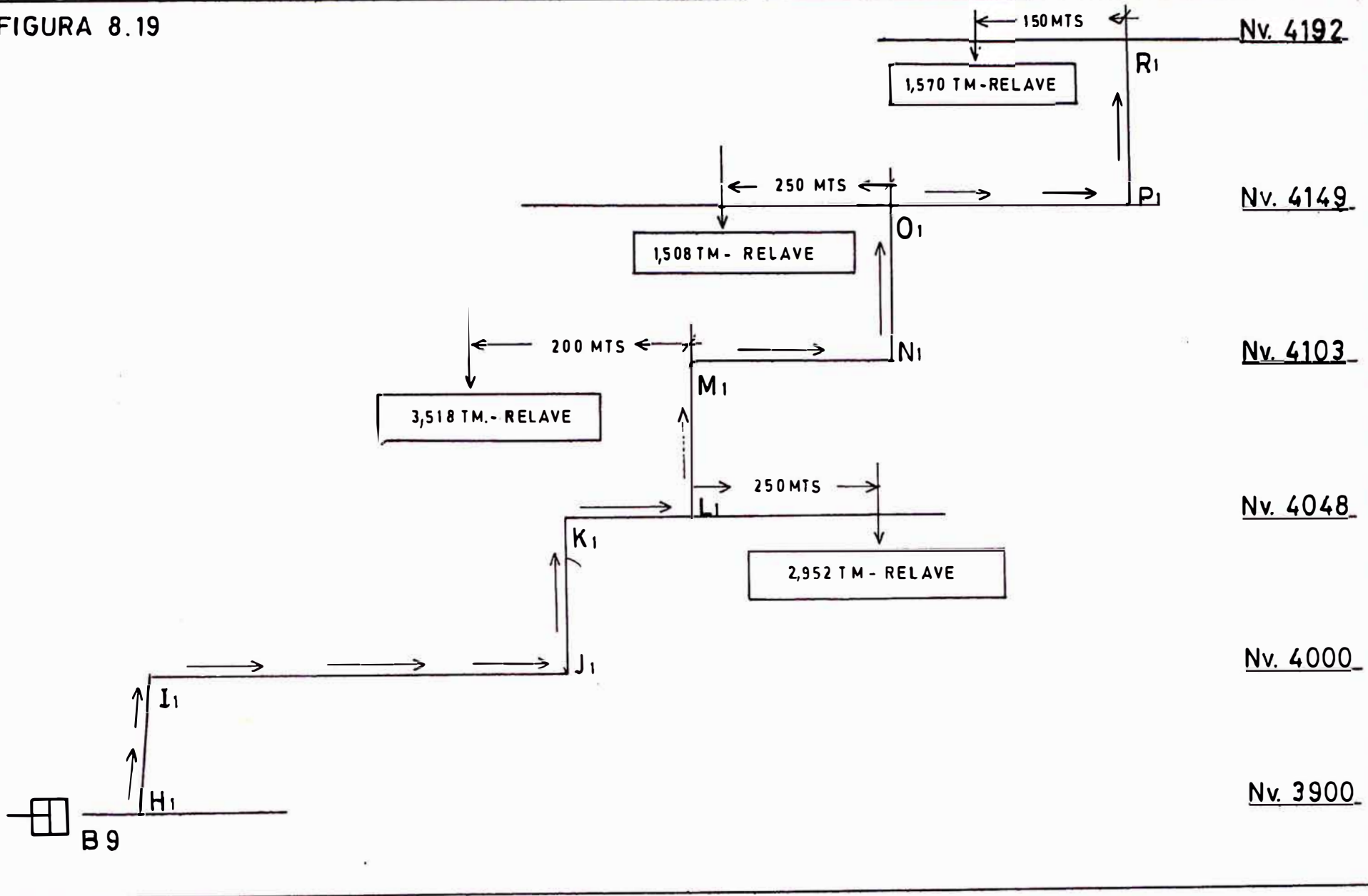


FIGURA 8.20

NV. 4218

NV. 4154

NV. 4095

NV. 4050

NV. 4000

NV. 3900

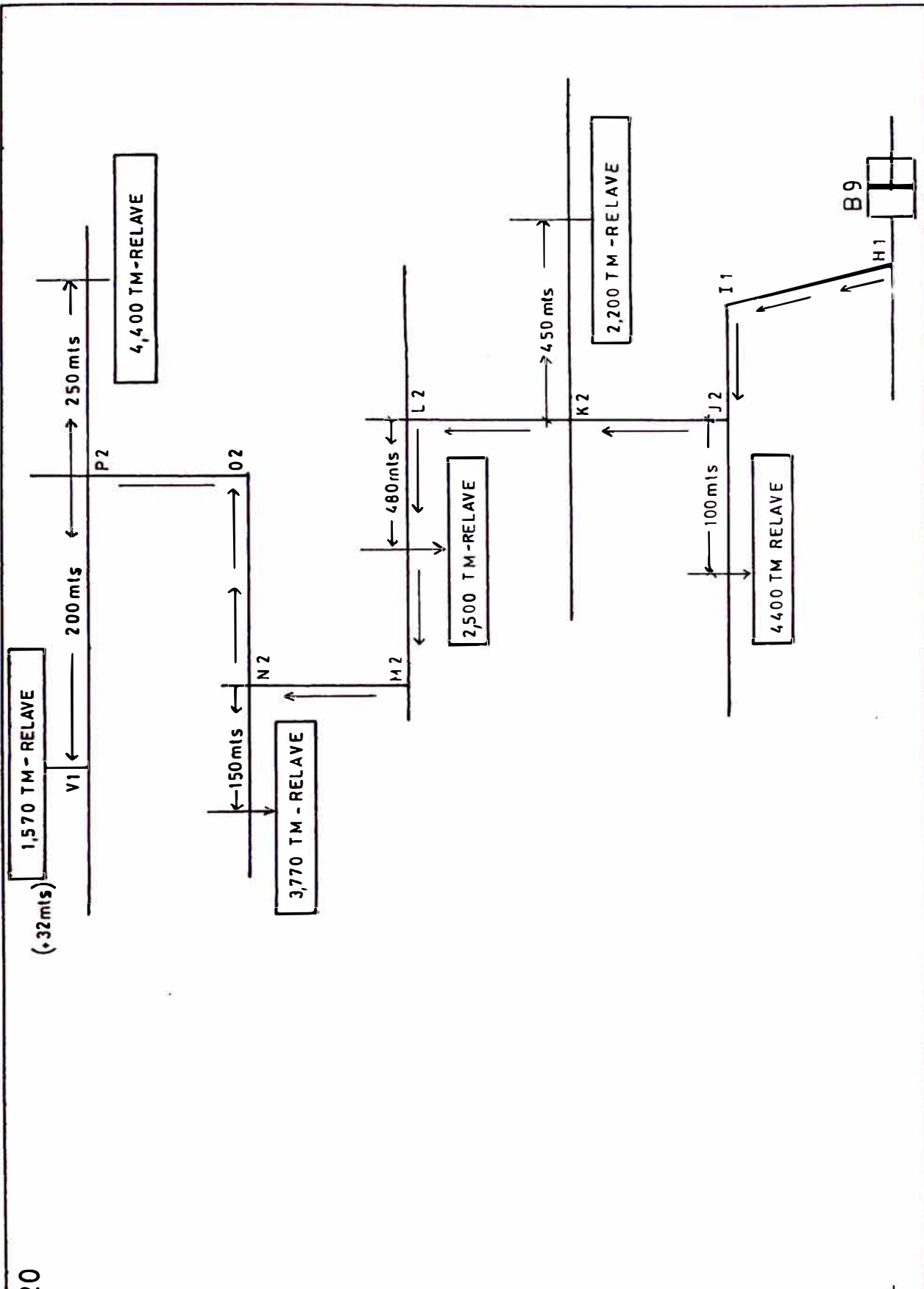


FIGURA 8.21

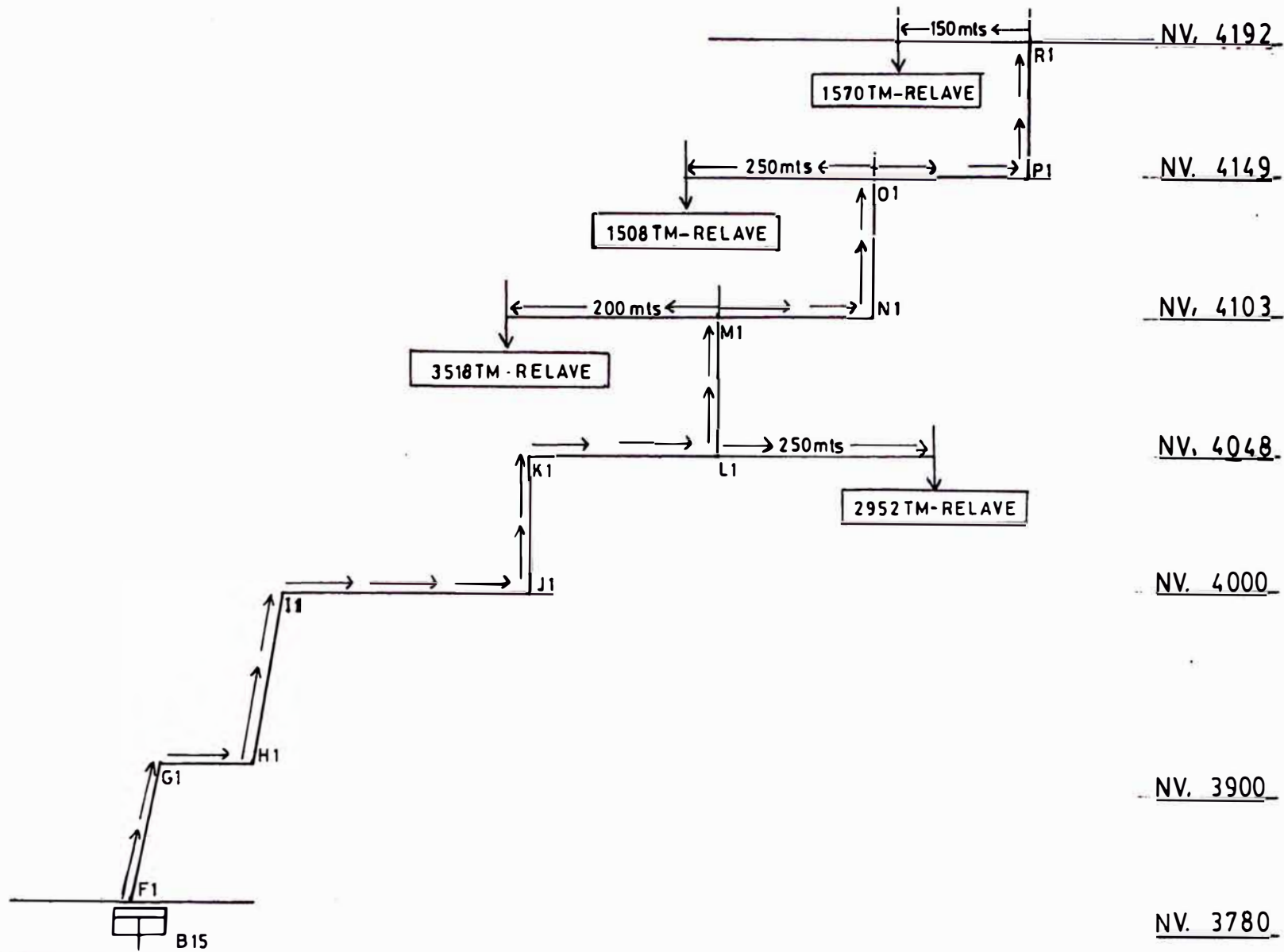


FIGURA 8.22

- NV. 4218
- NV. 4154
- NV. 4095
- NV. 4050
- NV. 4000
- NV. 3900
- NV. 3780

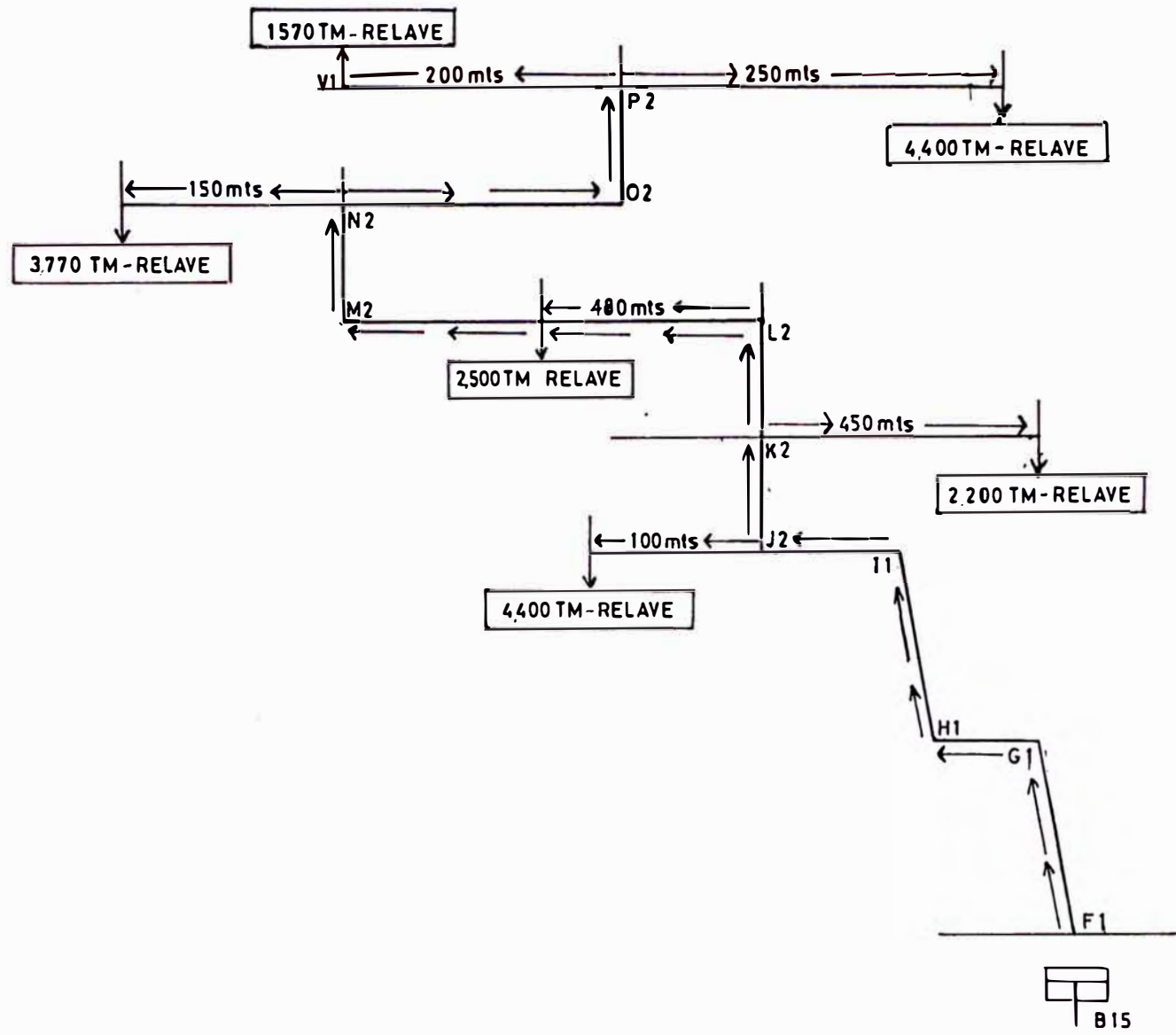
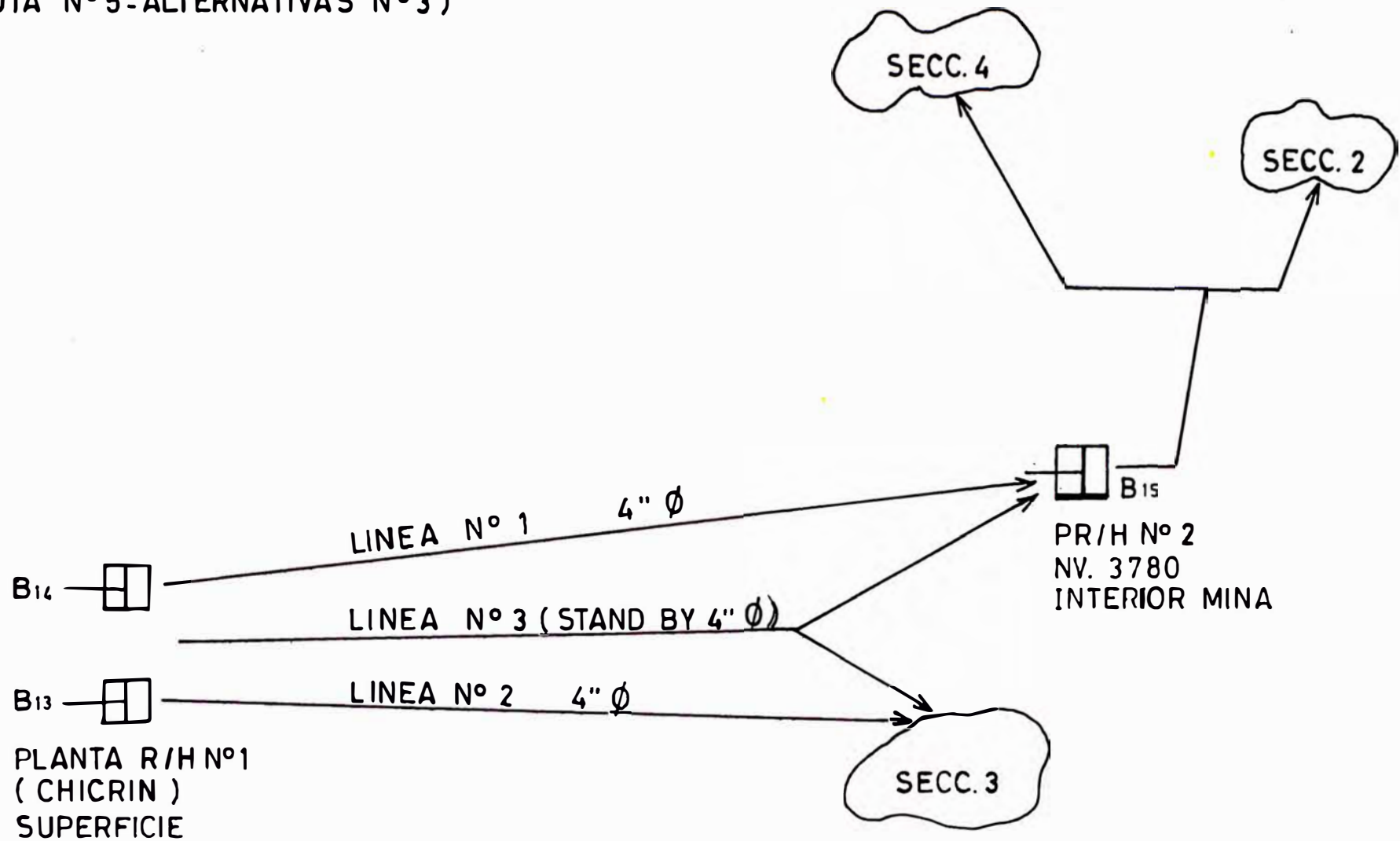


FIGURA N° 23
REDES PRINCIPALES DE TUBERIA
(RUTA N° 5 - ALTERNATIVAS N° 3)



CAPITULO IX

CONSIDERACIONES ECONOMICAS DE LOS SISTEMAS ACTUALES DE RELLENO EN LA MINA ATACOCHA

9.0 COMENTARIO

En este capítulo se determinará los costos de los sistemas actuales de relleno, los mismos que se determinarán para cada sección en particular. Para ello se debe considerar los siguientes rubros

- Depreciación del monto de inversión realizada
- Costo que demanda preparar los diversos tipos de relleno.
- Costo del transporte y acomodo del relleno
- Costo de la mano de obra empleada
- Costo de los diversos tipos de energía que se utilizan.
- Costos de materiales utilizados
- Otros costos.

9.1 COSTOS DEL RELLENO HIDRAULICO ACTUAL EN LA SECCION 3

Las labores de la sección nº3 se rellenan con relleno hidráulico, para ello se ha instalado una planta de recuperación de arenas gruesas provenientes de las colas de la planta concentradora las arenas gruesas son enviados directamente a las labores a ser rellenos utilizándose para ello una bomba de pistón (**Bomba Mars H-180S**).

Para la clasificación del relleno, bombeo y transporte, se tiene en operación los siguientes equipos:

A.- BOMBAS :

- UNA BOMBA

Tipo	:	De pistón (acción recíprocante)
Modelo	:	Mars H-180S
Fabricante	:	Mitsubishi
Caudal Nominal	:	1.45 m ³ /min
Presión descarga	:	100 kgs/cm ²
Diámetro Pistón	:	160 mm
Nº de cilindros	:	02 unidades
Carrera (Stroke)	:	350 mm

Velocidad	:	51 RPM
Eficiencia volumétrica	:	80 %
Potencia del Motor		
Para el lugar de trabajo	:	483 Hp(360 kw)
Marca Motor	:	ASEA (rotor bobinado)
Velocidad (motor)	:	890 RPM (n)
Frecuencia (f)	:	60 Hz
Nº de Polos (p)	:	8 bobinas
Tipo de Motor	:	Asíncrono($120*f=p*n$)
- DOS BOMBAS:		
Marca	:	Denver SRL-C de 8"x6"
Potencia	:	75 Hp (56 kw)
- UNA BOMBA		
Marca	:	Allis Chalmers de 8" x 6"
Potencia	:	75 Hp (56 kw)

B.- HIDROCICLONES

- Dos Hidrociclones

Marca	:	Krebs
Modelo	:	D15B
Diámetro	:	15"∅
Apex	:	1 1/2"∅
Vortex	:	6"∅
Caudal	:	144 m ³ /hr

C.- TUBERIAS

36 Metros x 10" ∅ (Grado 40)
60 Metros x 8" ∅ (Grado 40)
3,510 Metros x 4" ∅ (Grado 80)
3,600 Metros x 3.5 " ∅ (Grado 40)
600 Metros x 3.5" ∅ (Grado 80)

D.- UN TANQUE DE ALMACENAMIENTO

Material	:	Plancha de acero 1/4"
Capacidad	:	200 m ³
Tonelaje de Arenas	:	402 TMH
Diámetro de salida	:	12" ∅
Válvula para control de salida	:	Pinch

E.- UN TANQUE AGITADOR

Material	Plancha de acero
	3/16"
Capacidad	8 m ³
Motor eléctrico	12 Hp(9 kw)

F.- ACCESORIOS DE TUBERIA

Uniones victaulic de 3.5" y 4" ø tipo 77
Uniones Garra de 4"ø tipo 99
Uniones sencillas 4"ø (Grado 40 y 80)
Bridas de 8 Pernos 4"ø

G.- LINEA TELEFONICA

5,000 mts. de cable telefónico tipo 2 x 18 AWG-DWT para acometida

9.1.1 COSTO DE INVERSION EN MAQUINARIA Y EQUIPO EN LA PLANTA DE RELLENO HIDRAULICO Nº 1 UBICADO EN CHICRIN

La planta de relleno hidráulico n°1 que envía relave a las labores de la sección N°3, inició sus operaciones en noviembre de 1,979, actualmente (Julio de 1988) continua en operación, según los archivos de la Compañía Minera Atacocha S.A., los diferentes rubros de la inversión realizada se muestra en el cuadro siguiente, las mismas que para efectos de evaluación han sido actualizadas al año de 1988.

RUBRO	INVERSION 1979 (U\$)	INVERSION ACTUALIZADA A 1988 (U\$)
Una Bomba de Pistón (Mars H-180S)	65,000	105,241
Un Motor Eléctrico Asea, 360 kw, 60 Hz	159,500	258,246
Dos Bombas Centrífugas Denver SRL-C 8"x6" 75 Hp	21,103	34,168
Una Bomba Centrífuga Allis Chalmers 8"x6"x 75Hp	10,552	17,085
Dos Hidrociclones Krebs D158	5,400	8,743
Tuberías y Accesorios	168,080	272,137
Instrumental	6,831	11,060
Stock de Repuestos	19,355	31,338
Obras Civiles	11,883	19,240
Mano de Obra y Supervisión	36,314	58,796
Estudios de Prefactibilidad	12,097	19,586
Flete Marítimo, seguros, embalaje, transporte, etc.	72,256	125,345
Otros (imprevistos, prueba del sistema, etc.)	30,967	41,782

Total inversión actualizada a 1,988 a ser depreciada = 1'002,767 U\$

Donde : $65,000 \times (1 + 5.5\%)^8 = 105,241 \text{ U\$}$

9.1.2 COSTOS UNITARIOS DE OPERACION

A continuación se determinará los diferentes costos unitarios en los que incurre la operación de relleno hidráulico a las diversas labores de la sección N°3.

- Vida Económica de Tuberías	1'368,000 tm-relave
- Vida Económica de ciclones	350,000 tm-relave
- Tonelaje Promedio de Relave enviado a stopes	186,444 tm-Año
Periodo de Depreciación	8 años
Monto de Inversión en la Planta de relleno hidráulico	721,887 U\$
- Monto de Inversión Tuberías y Accesorios	272,137 "
- Monto de Inversión en ciclones	8,743 "

(Nota: $721,887 + 272,137 + 8,743 = 1'002,767 \text{ U\$}$)

9.1.2.1 DEPRECIACION DE INVERSION EN LA PLANTA DE R/H N°1

Depreciación = $721,887 \text{ U\$} / 8 \text{ años} = 90,235.875 \text{ U\$} / \text{año}$
 Costo Unitario = $90,235.875 / 186,444 = 0.48398 \text{ U\$} / \text{tm-relave}$

9.1.2.2 COSTO DE TUBERIAS Y ACCESORIOS

Costo Unitario = $(272,137 \text{ U\$}) / (1'368,000 \text{ tm-relave})$
 Costo Unitario = $0.19893 \text{ U\$} / \text{tm-relave}$

9.1.2.3 COSTOS DE CICLONES

Costo Unitario = $8,743 / 350,000$
 Costo Unitario = $0.02498 \text{ U\$} / \text{tm-relave}$

9.1.2.4 INTERESES DEL MONTO DE INVERSION

Se trata de determinar el costo del dinero que se invierte en construir la planta de relleno hidráulico N°1 y la respectiva Red de tuberías.

$$\text{Intereses} = \frac{\text{Monto de inversión} \times T \times \text{Fact. Inv.}}{\text{Peso del Relave Bombeado/Año}}$$

Donde :

T = Tasa de interes internacional (Prime Rate)
 Fact.Inv. = Factor de Inversión = $(N + 1)/2N$; N = Años
 Reemplazando valores : N = 8 Años ; T = 9.40% (1988)

$$\text{Intereses} = \frac{1'002,767 \times 9.40\% \times (9/16)}{186,444 \text{ tm-relave}}$$

Costo Unitario Intereses = 0.28438 U\$/tm-relave

9.1.2.5 COSTO DE ENERGIA

A) EQUIPOS

En la planta de relleno hidráulico tenemos los siguientes equipos que funcionan con energía eléctrica:

EQUIPO	Hp	kw
01 Bomba Mars H-180S	483	360
01 Bomba SRL de 8" x 6"	75	56
01 Agitador (preparación pulpa)	12	09
TOTAL	570	425

B) TIPOS DE POTENCIAS

- Potencia Activa = Potencia Teórica x Factor de Potencia (0.7 - 0.95)
- Potencia Activa = $0.95 \times 425 = 403.75 \text{ Kw}$



Luego tenemos :

- Potencia Reactiva = Potencia Activa x Tan (Acos(0.95))
- Potencia Reactiva = $403.75 \times 0.3287 = 132.713 \text{ K-VAR}$

C) PRECIO DE COMPRA DE ENERGIA A TERCEROS (TARIFAS 34 INDUSTRIAL MAYOR)

La tarifa vigente a partir de marzo 1988 es como sigue:

Máxima Demanda	= 2.53097 U\$/kw-Mes
Energía Activa Diurna	= 0.01183 U\$/kw-Hr
Energía Activa Nocturna	= 0.00663 U\$/kw-Hr
Energía Reactiva	= 0.00473 U\$/kvar-Hr
+ 25% D.L. N°163	

D) CONSUMO MENSUAL

Durante el mes de marzo de 1988 el total efectivo de volumen rellenado, mediante el sistema de relleno hidráulico es como sigue :

Producción sección N°3	= 34,225.2 tms de mineral
Volúmen efectivo rellenado	= 8,556.3 m ³
Horas de Trabajo de Bomba	= 242 hrs

E) CONSUMO DE ENERGIA

Durante el mes de marzo de 1988 el consumo de energía es como sigue

Energía Activa	= 403.75 kw x 242 Hrs = 97,707.5 kw-hr
Energía Reactiva	= 132.713 Kvar x 242 hrs = 32,116.5 Kvar-Hr

F) COSTO UNITARIO DE ENERGIA

Asumiendo que los equipos trabajan igual número de horas en la noche y en el día é incluyendo impuestos tenemos

$$\text{Energía Activa} = \left(\frac{0.01183 + 0.00663}{2} \right) \times 1.25 \times 97,707.5$$

$$= 1,127.30 \text{ U\$}$$

$$\text{Energía Reactiva} = 0.00473 \times 1.25 \times 32,116.5$$

$$= 189.89 \text{ U\$}$$

Monto a pagar =

= 23.79 U\$/día x 30 Días/Mes = 713.7 U\$/Mes

Monto a Pagar = 713.7 U\$/mes (#)

- Supervisión Ingenieros(2/8 (día) + 1/8 (noche))

Tiempo Total Supervisión = 3/8 Día = 3/8 mes

Monto a pagar =

= (430 U\$/mes) x 3/8 x 1.62 = 261.23 U\$/mes

Monto a Pagar = 261.23 U\$/mes (#)

Total Mano de Obra Mina (Σ #) = 5,239.73 U\$/mes

MANO DE OBRA EN PLANTA DE RELLENO HIDRAULICO

Diversos

* Recuperación de Relave : 03 Hombres (03 guardias)

* Operador de Bomba : 03 Hombres (03 guardias)

Monto a Pagar = (3.28 x 06)x 1.62 = 31.88 U\$/día

Monto a Pagar = 31.88 U\$/día x 30 días/mes

Monto a Pagar = 956.40 U\$/mes (*)

- Mecánico de Bomba (2/8 en el día + 1/8 en la noche)

Monto a Pagar = (247.5 U\$/mes) x 3/8 x 1.62

Monto a Pagar = 150.36 U\$/mes (*)

- Supervisión Ingenieros (1/8 (día) + 1/8 en la noche)

Monto a Pagar = (430 U\$/mes)x 2/8 x 1.62

Monto a Pagar = 174.15 U\$/mes (*)

Total Mano de Obra Planta(Σ *) = 1,280.91 U\$/mes

costo total mano de obra(mina+planta) = 6,520.64 U\$/mes

Volúmen efectivo rellenado (marzo 88) = 8,556.3 m³

(6,520.64 U\$ / 8,556.30 m³)

Costo Unitario Mano de Obra = 0.7621 U\$/m³-relave

Costo Unitario Mano de Obra = 0.3791 U\$/tm-Relave

9.1.2.7 COSTO DE MATERIALES

El costo que se va a determinar se refiere única y exclusivamente a los materiales empleados en la preparación de los stopes para recepcionar el relleno hidráulico, debido a la irregularidad de las áreas a

rellenar, no es posible determinar un patrón en el consumo de materiales, para determinar nuestros costos, tomaremos el consumo global de materiales en un determinado periodo según ello tenemos

Cantidad de materiales utilizados en 28 meses (periodo comprendido entre enero 1986 hasta abril 1988)

MATERIAL	CANTIDAD	PRECIO UNITARIO	VALOR TOTAL
Tela Arpillera	254 Rollos	84 U\$/rollo	21,336 U\$
Plástico	4,878 Kgs	0.795 U\$/kg	3,878 "
Alambre Nº16	780 Kgs	0.585 U\$/kg	456 "
Clavo de Alambre 6°	490 Kgs	0.591 U\$/kg	290 "
Clavos de Alambre 2 1/2°	588 Kgs	0.651 U\$/kg	383 "
Mangueras de 4"ø	195 Mts	2.43 U\$/mt	474 "
Hilo Nylon	740 carretes	0.4705 U\$/carrete	348 "
Madera	18,034 p³	0.0495 U\$/p³	893 "

sub-total = 28,058 U\$

Materiales que se consumen ocasionalmente entre otros :
(Victaulic tipo 77 de 3.5 y 4"ø'; Unión garra tipo 99 de 4"ø; pernos 5/8" x 2")

Estimado en 5% de 28,058 U\$ = 1,403 U\$

Costo total del periodo = 29,461 U\$

Volúmen Rellenado en el periodo = 261,180 m³
(29,464 U\$ / 261,180 m³)

Costo Unitario de Materiales = 0.1128 U\$/m³

Costo Unitario de Materiales = 0.0561 U\$/tm-Relave

9.1.2.8 COSTO DE MANTENIMIENTO

Para poder determinar el costo de mantenimiento de la bomba de pistón H-180S, la misma que envía relave a las labores de la sección N°3. Se ha tomado datos estadísticos del consumo de las diversas partes cambiables (piezas gastadas) en un periodo de siete años, según ello tenemos

NOMBRE DE PARTES REEMPLAZABLES	CANTIDAD CAMBIADO	PRECIO UNITARIO	MONTO TOTAL	VIDA UTIL RELAVE(m ³)	COSTO UNITARIO
Cilinder	02	2,600 U\$	5,200 U\$	410,702.4	0.01266 \$/m ³
Cilinder Liner	02	67 °	134 °	308,026.80	0.00043 °
Oring For Top Cover	08	12 °	96 °	102,675.60	0.00093 °
Piston Body	02	16.45 °	32.9 °	513,378.00	0.00006 °
Piston Rod	04	26.8 °	107.2 °	718,729.20	0.00015 °
Oring for oil Chamber	08	6.6 °	52.8 °	102,675.60	0.00051 °
Oring for Valve Box Cover	08	11.6 °	92.8 °	102,675.60	0.00090 °
Oring For Conneting Pipe	08	6.3 °	50.4 °	102,675.60	0.00049 °
Suction Pipe 6"ø	24 Mts	32.42 U\$/mt	778.08 °	616,053.60	0.00126 °
Discharge Pipe 4"ø	84 Mts	17.22 U\$/mt	1446.5 °	102,675.60	0.01411 °
Valve Seat	120	27.3 U\$	3,276 °	102,675.60	0.03191 °
Lower Valve Guide	120	5.74 °	688.8 °	102,675.60	0.0067 °
Valve Rubber	250	11 °	2,750 °	102,675.60	0.02678 °
Valve Rubber Presser	08	9.9 °	79.2 °	102,675.60	0.00077 °
Nut For Valve body	08	24.6 °	196.8 °	102,675.60	0.00192 °
Spring	32	7.7 °	246.4 °	102,675.60	0.0024 °
Spring for oil Detecting Plug	08	6.5 °	52 °	616,053.60	0.00008 °
Needle Valve For air Purge Valve	06	30 °	180 °	102,675.60	0.00175 °
Packing For Air Purge valve	04	5.5 °	22 °	102,675.60	0.00021 °
Neek Bushing	03	5 °	15 °	102,675.60	0.00015 °
Oring For nut	08	0.735 °	5.88 °	102.675.60	0.00005 °

Spring For oil Supply Valve	04	4.4 °	17.6 °	102,675.60	0.00017 °
Valve For oil Supply Valve	06	60 °	360 °	102,675.60	0.00351 °
Oring for Vale Seat	08	2 °	16 °	102,675.60	0.00015 °
Valve Seat oil Supply valve	06	69 °	414 °	102,675.60	0.00403 °
V Packing for Gland	16	6.6 °	105.6 °	102,675.60	0.00103 °

Sub-Total Costo Unitario = 0.11311 U\$/m³

Consumo de Aceite y Otros Menores 5% = 0.00565 "

Costo Unitario de Mantenimiento = 0.11876 U\$/m³

Costo Unitario de Mantenimiento = 0.0591 U\$/tm-relave

9.1.2.9 COSTO DE DRENAJE DE AGUA Y LIMPIEZA

La evacuación del volúmen de agua procedente de las labores en relleno hidráulico, en todos los casos es por gravedad; no demanda costo alguno.

Durante la operación de relleno, ocurren fugas de la pulpa debido a

Mala preparación del área a rellenar.

Rotura de mangueras

Perforación de accesorios de la tubería de R/H.

Negligencia del personal que realiza la operación de relleno : Torre de drenaje sin control.

Relleno de Areas muy pequeñas (zona de derrumbes:

Relleno auxiliar), lo que ocasiona que la

decantación del agua sea en un ambiente turbulento, la misma que arrastra partículas de sólidos por la torre de drenaje.

Cuando hay corte imprevisto de energía eléctrica para la bomba (apagones), ocasiona atoro de la red de tubería (obstrucción).

Lavado de tuberías atoradas.

En todos los casos la deposición final de sólidos es en los diferentes niveles, los mismos que ocasionan paralizaciones en el transporte subterráneo, avance de

labores en exploraciones y desarrollos, acceso de personal, etc.

Para poder realizar la limpieza de las labores horizontales, se cuenta con una cuadrilla de personal, cuyo costo es el siguiente :

Personal = 04 hombres/día (personal de contrata)

Salario = 3.28 U\$/día

Beneficios Sociales = 62%

Costo Mensual = (4 x 3.28 x 30) x 1.62 = 637.63 U\$/mes

Volumen efectivo Rellenado = 8,556.3 m³

Costo Unitario Drenaje y Limpieza = 637.63/8,556.3
= 0.0745 U\$/m³

Costo Unitario Drenaje y Limpieza = 0.0745 U\$/m³

Costo Unitario Drenaje y Limpieza = 0.03706 U\$/tm-relave

Resumen de Costos Unitarios :

- Depreciación de Inversión en la Planta de R/H NQ1	:	0.48398	U\$/tm-relave
- Tuberías y Accesorios	:	0.19893	"
- Ciclones	:	0.02498	"
- Intereses	:	0.28438	"
- Energía	:	0.15080	"
- Mano de Obra y Supervisión	:	0.37910	"
- Materiales	:	0.05611	"
- Mantenimiento	:	0.05910	"
- Drenaje y Limpieza	:	0.03706	"

Sub-Total		1.67444	U\$/tm-Relave
Imprevistos 2%		0.03348	"
+5% Escalamiento		0.08372	"

- Costo Unitario Total Relleno
Hidráulico a Sección 3 = 1.79164 U\$/tm-Relave

- Costo Unitario Total Relleno
Hidráulico a Sección 3 = 3.60119 U\$/m³

Costo Unitario Total Relleno
Hidráulico a Sección 3 = 1.12537 U\$/tm(ore)

9.2 COSTO DEL RELLENO MECANICO EN LABORES DE SECCION N02

Las labores de la sección n02, se rellenan con relleno mecánico provenientes de las canteras San Gerardo y Santa Bárbara.

En ambas canteras se prepara el relleno, el mismo que después de un conjunto de operaciones unitarias (perforación y voladura; acarreo del material arrancado hacia el **west pass principal**, transporte en la distribución del relleno, en diferentes niveles hacia las diversas labores a ser relleno y finalmente el acomodo del mismo en cada labor) nos proporcionan el piso para la explotación.

Los equipos que operan en las canteras de San Gerardo (sección 2) y Santa Bárbara (sección 4) son los siguientes :

02 Vagones de perforación sobre orugas marca Ingersoll Rand Modelo E.C.M. 350 CRAWLAIR, boom de 12' extendible a 17' (deslizadera)

Perforadora Ingersoll Rand Modelo V.L.120

- 01 Minijumbo Alimak; perforadora Cop 115 EB
- 01 Bulldozer (Tractor) D6D
- 01 Bulldozer (tractor) D5B
- 01 Tractor D7G
- 01 Payloader Cat 930
- 01 Payloader Fiat Allis 545-B
- 03 Volquetes (5 m³ de capacidad nominal)
- 01 Chancadora de quijadas Kue-Kent 50 Hp; 24" x 36"
- 01 Zaranda vibradora con motor de 10 Hp

Los equipos pesados diesel operan en las canteras San Gerardo y Santa Bárbara (secciones 2 y 4) en promedio como sigue:

Tractores (D6D, D7G y D5B) = 540 Horas/mes

(42% sección # 2, 58% sección #4)

Payloader (Cat 930; Fiat 545-B) = 450 horas/mes

(48% seccion # 2, 52% seccion # 4)

Volquetes = 320 horas/mes (50% y 50%)

9.2.1 COSTO DE INVERSION EN MAQUINARIA Y EQUIPO : EN LA CANTERA SAN GERARDO

Para realizar la extracción racional de Roca Caliza que sirviera para relleno de los tajeos de la sección 2, se tuvo que diseñar una cantera en el lugar denominado San Gerardo, para ello se construyó una carretera, se preparó los Bancos, se hizo el tendido de tubería de aire comprimido y otros menores, para efectos de depreciación del monto de inversión, esta ha sido actualizado al año de 1988.

RUBRO	MONTO DE INVERSION			INVERSION ACTUALIZADA A 1988
	1975	1979	1982	
- Carreteras (volumen movido 2,500 m ³)	2,700	--	6,350	14,171 U\$
- Chimeneas (West Pass 535)	3,150	2,322	3,410	14,780 "
- Cruceros	10,290	8,720	7,560	46,445 "
- Mini Jumbo alimak	47,400	--	--	95,074 "
- Tuberías	480	--	620	1,818 "
- Otros (Supervisión, Guardiania)	1,440	1,717	1,925	8,323 "

Total inversión actualizada a 1988 a ser depreciada = 180,611 U\$

Las cifras se actualizan según tasas anuales de inflación de precios dados por el Banco Central de Reserva del Perú:

$$10,920 \times (1 + 5.5\%)^{13} + 2700 \times (1 + 5.5\%)^{13} + 6,350 \times (1 + 5.5\%)^6 = 14,171 \text{ U\$}$$

$$8,720 \times (1 + 5.5\%)^9 + 7,560 \times (1 + 5.5\%)^6 = 46,445 \text{ U\$}$$

9.2.2 COSTO UNITARIO DEL RELLENO MECANICO A LABORES DE LA SECCION N02

Para rellenar las labores de la sección n02 con relleno mecanico, se desarrollan un conjunto de operaciones unitarias, cuyos costos se determinarán a continuación.

Producc. promedio sección 2 = 114,000 tms/año (mineral)
 Volumen promedio rellenado = 35,625 m³/año
 Producción de Relleno en San Gerardo = 26,500 m³/año
 Monto de Inversión a depreciar = 180,611 U\$
 Periodo de Depreciación = 8 años

9.2.2.1 DEPRECIACION DE INVERSION EN INFRAESTRUCTURA DE RELLENO MECANICO

Depreciación = 180,611 U\$/8 Años = 22,576.37 U\$/año
 Costo Unitario = 22,576.37 U\$/26,500 m³ = 0.8519 U\$/m³

9.2.2.2 COSTO DEL MONTO DE INVERSION

Se trata de determinar el costo del dinero que se invierte en la infraestructura del sistema de relleno mecánico.

$$\text{Intereses} = \frac{\text{Monto de Inversión} \times T \times \text{Fact. Inv.}}{\text{Producción de Relleno/Año}}$$

Donde

T = Tasa de Interés Internacional (Prime Rate)
 Fct. Inv = Factor de Inversión = (N + 1)/2N ; N = años

Reemplando Valores : N = 8 Años ; T = 9.40% (1988)

$$\text{Intereses} = \frac{180,611 \times 9.40\% \times 9/16 \text{ U\$}}{26,500 \text{ m}^3}$$

Costo Unitario intereses = 0.3604 U\$/m³

9.2.2.3 COSTO DE PERFORACION EN LA CANTERA SAN GERARDO

- Equipo de Perforación : MiniJumbo Alimak -
Perforadora Cop 115 EB
- Malla de perforación 0.90 mts x 0.90 mts
- Longitud de taladro 7 pies
- Diámetro de taladro 1"
- Nº taladros por día 35
- Vida útil barreno 1,000 pies

$$\begin{aligned}\text{Volúmen roto por taladro} &= 0.90 \times 0.90 \times 2.10 \times 0.8 \\ &= 1.36 \text{ m}^3/\text{taladro}\end{aligned}$$

Donde : 08 = eficiencia

$$\text{Volúmen roto por disparo} = 1.36 \times 35 = 47.60 \text{ m}^3$$

Considerando un factor de esponjamiento de 36%

$$\text{Volúmen esponjado por Disparo} = 47.60 \times 1.36$$

$$\text{Volúmen esponjado por Disparo} = 64.74 \text{ m}^3$$

A) costo de barreno por disparo

$$\text{Costo de Barreno } 1" \times 2,400 \text{ mm} \times 41 \text{ mm} = 180 \text{ U\$}$$

$$\text{Costo por pie perforado} = (180/1,000) = 0.1800 \text{ \$/pie}$$

$$\text{Costo Afilado Barreno} = 10\% (0.1800) = 0.0180 \text{ \$/pie}$$

$$\text{Costo Barreno por Disparo} = 48.51 \text{ U\$}$$

$$245 \text{ pies} \times (0.18 + 0.018) \text{ U\$/pie}$$

$$\text{Costo Unitario Barreno} = 48.51 \text{ U\$/}64.74 \text{ m}^3$$

$$\text{Costo Unitario Barreno} = 0.7493 \text{ U\$/m}^3$$

B) costo tuberías, mangueras y conexiones

$$\begin{aligned}\text{- Costo Tubería } 2" \text{ } \varnothing \text{ aire (29 U\$/tramo)} &= 348 \text{ U\$} \\ & (12 \text{ tramos} \times 29 \text{ U\$/tramo})\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}\text{- Costo Tubería } 1.5" \text{ } \varnothing \text{ agua (22 U\$/tramo)} &= 264 \text{ U\$} \\ & (12 \text{ tramos} \times 22 \text{ U\$/tramo})\end{aligned}$$

$$\text{Costo accesorios } 15\% (348+264) = 91.8 \text{ U\$}$$

$$\text{Costo Total} = 348 + 264 + 91.8 = 703.8 \text{ U\$}$$

$$\begin{aligned}\text{Vida útil Tuberías y Accesorios} &= 1,080 \text{ disparos (3 años)} \\ & (1,080 \text{ disparos} \times 64.74 \text{ m}^3/\text{disparo})\end{aligned}$$

$$\text{Vida útil Tuberías y Accesorios} = 69,919.2 \text{ m}^3\text{-relleno}$$

Costo Unitario Tuberías y accesorios = 0.01006 U\$/m³
 (703.80 U\$ / 69,919.2 m³)

- Costo Manguera 2" ø aire (14 U\$/mt) = 420 U\$
 (30 mts x 14 U\$/mt)

- Costo Manguera 1" ø agua (12 U\$/mt) = 360 U\$
 (30 mts x 12 U\$/mt)

- Costo Accesorios 5% (420 + 360) = 39 U\$

Vida útil Mangueras y Accesorios = 180 disparos (0.5 años)
 (180 disparos x 64.74 m³/disparo)

Vida útil mangueras y accesorios = 11,653.2 m³ relleno

Costo unitario mangueras y conec. = (420+360+39)/11,653.2

Costo unitario mangueras y accesorios = 0.07028 U\$/m³

**Costo unitario tuberías y accesorios,
 mangueras y conexiones = 0.08034 U\$/m³**

C) costo de combustible y lubricantes

El Petróleo se utiliza en el motor Diesel del MiniJumbo Alimak, el mismo que sirve para trasladar el MiniJumbo de un lugar a otro en la Cantera San Gerardo.

Costo Petróleo (0.9074 U\$/Gal.) = 0.4537 U\$/disparo
 (0.5 Galón/Disparo x 0.9074 U\$/Gal)

Costo Aceite (3.7531 U\$/Gal) = 0.7506 U\$/disparo
 (0.20 Galón/Disparo x 3.7531)

Costo Total petróleo y aceites = 1.2043 U\$/disparo

Costo Unitario petróleo y aceites = 1.2043 U\$/64.74 m³

Costo Unitario petróleo y aceites = 0.01860 U\$/m³

D) costo herramientas

- Una llave stillsón 18" = 76.52 U\$

Vida útil llave stillsón = 150 Disparos (5 meses)

Costo Unitario = 76.52/(150 x 64.74) = 0.00788 U\$/m³

Una Lampa = 16.13 U\$ (Vida útil = 60 Disparos)

Costo unitario = 16.13/(60 x 64.74) = 0.004152 U\$/m³

- Un pico = 23.62 U\$ (Vida útil 120 Disparos)

Costo Unitario = 23.60/(120 x 64.74) = 0.00304 U\$/m³

Costo Unitario Herramientas = 0.01507 U\$/m³

E) Costo de Mano de Obra

- 1 Maestro Perforista = 6.9012 U\$/día
(4.26 U\$ Básico + 62% Leyes Sociales)
 - 1 Ayudante Perforista = 6.7716 U\$/día
(4.18 U\$ Básico + 62% Leyes Sociales)
- Costo total mano de obra = (6.9012 + 6.7716)/64.74

Costo Unitario de Mano de Obra = 0.2112 U\$/m³

F) Costo Implementos de Seguridad

	Precio Unitario	Vida Util		Costo Unitario
02 Pares Botas Jebe	28.52 U\$	90 Disparos =	5,827 m ³	0.0098 U\$/m ³
02 Pares Guantes Cuero	7.69 "	60 =	3,884 "	0.0039
02 Mamelucos	20.15 "	180 =	11,653 "	0.0035
02 Protectores	7.64 "	2,160 =	139,838 "	0.00011 "
02 Correas Portalámparas	10.04 "	360 =	23,306 "	0.00086 "
02 Respiradores	36.12 "	180 =	11,653 "	0.004483 "
02 Juegos Ropa Agua	62.77 "	180 =	11,653 "	0.01077 "

Costo Unitario Implem. de Seguridad (Σ) = 0.0334 U\$/m³

G) costo de energía (aire comprimido)

El costo mensual de la producción total de aire comprimido mediante el Pool de Compresoras en la Mina Atacocha es como sigue

- Producción Total Aire Comprimido = 345'600,000 Pie³/mes
- Costo Mensual del Aire Comprimido = 59,996.16 U\$/mes
- Costo Unitario Aire Comprimido = 0.0001736 U\$/Pie³
(59,996.16 U\$ / 345'600,000 pies³)
- Consumo Aire Compr. Perf. Cop - 115 EB = 392 pies³/min
- Tiempo de Perforación por taladro = 4.75 min/taladro
- Número de Taladros por Disparo = 35 taladros
- Volúmen de Relleno por Disparo = 64.74 m³
- Tiempo total de Perforación por Disparo = 166.25 Minutos
- Consumo de Aire Comprimido por Disparo = 65,170 Pies³
- Costo de Aire Comprimido por Disparo = 11.3155 U\$

Costo Unitario de Energía neumática = 0.1747 U\$/m³
(expresado en metros cúbicos de relleno)

H) costo del equipo de perforación

- Costo MiniJumbo Alimak (ver ITEM 9.2.1)

*** Costo de Repuestos MiniJumbo Alimak = 0.1545 U\$/m³**

(3600 U\$/año = 300 U\$/mes)

- Costo Mano de Obra Mantenimiento MiniJumbo Alimak:

Horas de Reparación = 540 Horas/Año = 45 Horas/Mes

Costo Horario Maestro Mecánico = 1.67 U\$/hr

(247.5 U\$/(30x8)hr) x 1.62

Costo Horario Ayudante Maestro Mecánico = 1.42 U\$/hr

(85% x 1.67)

Costo total Mano de Obra Mantenimiento = 139.05 U\$/mes

(1.67 + 1.42) x 45

Producción Mensual de Relleno = 1,942.2 m³/mes

(30 Disparos/Mes x 64.74 m³/Disparos)

*** Costo Unitario Mano de Obra Mantenimiento = 0.0716 U\$/m³**

(139.05 U\$ / 1942.2 m³)

- Costo Unitario Perforadora Cop - 115 EB

Costo Perforadora Cop - 115 EB = 17,000 U\$

Vida útil Perforadora Cop - 115 EB = 130,000 Pies

Costo Repuestos y Mantenimiento Cop-115EB = 11,900 U\$

(11,900 U\$ x Vida útil)

Depreciación Cop - 115 EB = 0.2223 U\$/Pie

(17,000 + 11,900) U\$/130,000 Pies

Depreciación Cop - 115 EB = 54.46 U\$/disparo

(0.2223 U\$/Pie x 245 Pies/Disparo)

Depreciación Cop -115 EB = 54.46 U\$/64.74 m³

Depreciación Cop -115 EB = 0.8412 U\$/M³

*** Costo Unitario Perforadora Cop-115EB = 0.8412 U\$/m³**

Costo Unitario Equipo de Perforación (Σ *) = 1.0673 U\$/m³

(0.1545 + 0.0716 + 0.8412 = 1.0673)

Luego resumiendo tenemos: A + B + C + D + E + F + G + H

(0.7493 + 0.08034 + 0.01860 + 0.01507 + 0.2112 + 0.0334 + 0.1747 +

+ 1.0673 = 2.3499)

Costo Unitario de Perforac. en la Cantera = 2.3499 U\$/m³

9.2.2.4 COSTO DE VOLADURA

Se trata de Determinar el costo unitario de la voladura de taladros perforados con el MiniJumbo.

A) voladura primaria

Nº de taladros por disparo = 35

Diámetro de taladro \varnothing = 38 mm (0.038 mts)

Columna de carga = AN-F0 (0.9 grs/cm³)

Longitud columna de carga = 68.75% (8') = 1.677 mts

Carga AN-F0 por taladro = 1.71 kgs/taladro

Costo Nitrato de Amonio (NA) = 0.9197 U\$/kgs

Costo Petróleo (F.0) = 0.9074 U\$/galón

Mezcla : 50 Kgs. N.A. se mezcla con 01 galón F.0.

Costo AN-F0 = (50x0.9197 + 0.9074)U\$/50 = 0.9378 U\$/kgs

* Costo Total AN-F0 = 56.127 U\$/disparo
(35 x 1.71 x 0.9378)

* Costo Total Guia Seca = 12.565 U\$/disparo
(35 x 10 x 0.0539)

Iniciador de AN-F0 = un Cartucho Exadit 45% x 7/8" x 7"

Costo Total Iniciador AN-F0 = 35 Cart/disp x 0.23 U\$/cart

* Costo Total Iniciador AN-F0 = 8.050 U\$/disparo

Costo Total Fulminantes = 35 Fulm/disp x 0.1569 U\$/fulm.

* Costo Total Fulminantes = 5.491 U\$/Disparo

Costo Mano de Obra del Preparador de AN-F0 (1/2 Tarea)

* Costo Mano de Obra = 3.386 U\$/Disparo
0.5(4.18 U\$ + 62 %) = 3.386

- Producción de Relleno por Disparo = 64.74 m³

Costo Unitario de Voladura Primaria = 1.3225 U\$/m³
($(\Sigma * = 85.619)/64.74$)

B) voladura secundaria

Volúmen Roto en Voladura Primaria = 64.74 m³

Volúmen Representativo de un Banco = 0.54³ = 0.157 m³

% Volumen en Bancos = 20% del volumen roto

% Volumen en Bancos = 20 % x 64.74 = 12.948 m³

Cantidad de Bancos = 12.948/0.157 = 82 Bancos

Los Bancos se Plastean con cordón detonante y AN-F0: como iniciador utilizamos exadit 45% y guia seca.

Cantidad de Cordón detonante 3G = 3.28 pies/Banco

- Canti. Total de Cordón detonante 3G = 268.96 Pies/Disp
(3.28 x 82 = 268.96)
- Cantidad de AN-FO por Banco = 0.145 kgs/Banco
- Cantidad total de AN-FO = 0.145 x 82 = 11.89 kgs/Disp
- Cantidad de Dinamita Exadit 45% x 7/8 x 7 por Banco
= 0.5 cartuchos
- Cantidad de Dinamita Exadit 45% = 41 cart/disp
- Cantidad de pies de guia seca = 20 Pies/Disparo
- Cantidad de Fulminantes = 02 Unidades/Disparo

Costo Materiales Voladura Secundaria

- * AN-FO = 11.89 kgs. x 0.9378 U\$/kgs = 11.1504 U\$
- * Cordón Detonante 3G = 16.03 U\$
(268.96 pies x 0.0596 U\$/Pie)
- * Dinamita 45% = 41 Cart x 0.23 U\$/Cart = 9.43 U\$
- * Guia Seca = 20 Pies x 0.0359 U\$/Pie = 0.718 U\$
- * Fulminantes = 02 Unid x 0.1569 U\$/Unid = 0.3138 U\$

Mano de Obra : Se dispone de un hombre para el preparado de AN-FO (1/2 tarea) y para la realización de la voladura secundaria (1/2 tarea).

- * Costo Mano de Obra = 1/2 (4.18 U\$ + 62%) = 3.38 U\$
- * Costo Implementos Seguridad (un hombre) = 0.7325 U\$.
(0.0113 x 64.74)

- Producción de Relleno por Disparo = 64.74 m³
Luego sumando tenemos

Costo Unitario Voladura Secundaria = 0.6449 U\$/m³
($(\Sigma * = 41.7547 \text{ U\$}) / 64.74 \text{ m}^3$)

Sumando Ambos Costos Unitarios tenemos
(1.3225 + 0.6449)

Costo Unitario Voladura = 1.9674 U\$/m³

9.2.2.5 COSTO DE MANIPULEO DEL MATERIAL DISPARADO EN LA CANTERA DE RELLENO SAN GERARDO

El material ó relleno preparado mediante perforación y voladura tiene que ser removido y acomodado hasta la boca (parrilla) de la chimenea 535, este trabajo lo realiza un Bulldozer Caterpillar modelo D6D, el mismo que trabaja mediante el sistema de contrata.

- Producción de Relleno por Disparo = 64.74 m^3
- Cálculo de la producción del tractor D6D :

Según : Caterpillar performance Handbook edición 10

Para una distancia promedio de remoción de 75 mts

L = 100 mts; producción máxima = $135 \text{ m}^3/\text{hr}$

Prod. Real = Prod. Máxima x Factores de corrección

Factores de Correc. = A x B x C x D x E x F x G x H x I

Operador Pobre = 0.60 (A)

Material Suelto = 1.00 (B)

Cuchilla Tipo Cajón = 0.60 (C)

Visibilidad = 0.70 (D)

Eficiencia Horaria = 0.58 (E)

Gradiente (0%) = 1.00 (F)

Corrección por peso = 0.80 (G)

Granulometría Variable = 0.80 (H)

Parrilla Passing = 0.77 (I)

Factor de Corrección = 0.0720

Producción D6D = $135 \text{ m}^3/\text{hr} \times 0.0720 = 9.72 \text{ m}^3/\text{hr}$

- Tiempo del tractor D6D por disparo = 6.66 horas
($64.74 \text{ m}^3/9.72 \text{ m}^3/\text{Hr}$)

- Tiempo del tractor D6D al mes = 227.19 hr/mes
($(26,500/12)/9.72$)hrs/mes

- Costo del tractor D6D = 43.45 U\$/hora

- Costo Total del tractor D6D = 289.377 U\$
(43.45×6.66)

- Costo Unitario del Tractor D6D = $4.4698 \text{ U}\$/\text{m}^3$
($289.377 \text{ U}\$/64.74\text{m}^3$)

- Costo Mano de Obra Parrilleros

02 hombres trabajan como parrilleros en la Ch-535

Tiempo requerido de parrilleros/disparo = 8 horas

Costo Total Mano de Obra = 13.54 U\$/disparo

$2 \times (4.18 \text{ U}\$ + 62\%) \times 8/8$

Costo Unitario Parrilleros = $13.54/64.74 = 0.2091 \text{ U}\$/\text{m}^3$

- Costo de implementos de seguridad parrilleros del
ITEM 9.2.3 tenemos (no considerar ropa agua)

Costo Unitario implementos seguridad = $0.02263 \text{ U}\$/\text{m}^3$

Finalmente tenemos : ($4.4698 + 0.2091 + 0.02263$)

Costo Unitario Manipuleo de Material = $4.7015 \text{ U}\$/\text{m}^3$

9.2.2.6 COSTO DE DISTRIBUCION DEL RELLENO MECANICO EN INTERIOR MINA

Se trata de determinar el costo unitario de la distribución del relleno mecánico de la Ch-535 hacia las chimeneas de los diversos stopes, para determinar el costo unitario, se ha tomado en consideración el relleno del stope 684 tolva N°1; cuyo abastecimiento de relleno es a través de la ch 716 (NV-4149) mediante una locomotora trolley de 2 toneladas de peso y carros mineros de 55 p³

- Capacidad de Transp(5 carros de 55p³) = 5.5 m³/Viajes
(Factor de llenado = 0.70 ; (55/35) x 5 x 0.7 = 5.5)
- Tiempo ciclo de transporte de Ch-535 a Ch-716= 20 min
- Eficiencia Horaria de trabajo = (50/60) x 100 = 83 %
Nº de ciclos por hora = (60/20) x 0.83 = 2.49 viajes
Volumen transportado por hora = 13.7 m³/hr
(2.49 x 5.5)
- Volumen de relleno por disparo en cantera = 64.74 m³
- Tiempo de uso de locomotora/disparo = 4.72 Hrs
(64.74/13.7)

Cálculo de depreciación de locomotora Trolley 2 Tm

Costo actualizado al año 1988 = 35,000 U\$

Costo de Mantenimiento y Repuestos(30%) = 10,500 U\$

Periodo de depreciación = 8 años = 69,120 Horas

Depreciación = 0.6582 U\$/hr

(35,000 + 10,500) U\$/69,120 hr

Intereses = 0.2142 U\$/hr

35,000 x 0.094 x (9/16) U\$/8,640 horas

A) Costo Locomotora por Disparo = 4.1177 U\$

4.72 hrs x 0.8724 U\$/hr

B) Costo de Energía Eléctrica Locomotora Trolley 2 Tm

Consumo de energía locomotora/disparo = 80.24 kw-hr

(4.72 x (20 x 0.85))

Costo Energía Activa = 0.9257 U\$

(0.00923 x 1.25) x 80.24

Costo Energía Reactiva = 0.294 U\$

(0.00473 x 1.25) x (20 x 0.85) TAN (Acos 0.85) x 4.72

Costo Máxima Demanda = 0.3526 U\$

(2.53097 x 1.25) x (20 x 0.85) x (4.72/720)

Costo Energía Locomotora/Disparo = 1.5723 U\$

C) Costo de Instalación y Mantenimiento de Vía de Locomotora Eléctrica 2 tm

- Costo rieles 30 Lbs/Yd (520 mts) = 6,283.16 U\$
520 mt x 12.083 U\$/mt
- Costo pernos, eclisas y clavos = 314 U\$
- Durmientes y Cambios = 260 U\$
- Mano de Obra en Instalac. y Mantenimiento = 1640.74 U\$
Vida útil = 4 años = 34,560 Horas
Costo Horario = 0.2459 U\$/hr
(6,283.16 + 1,640.74 + 314 + 260) U\$/34,560 hr
- Costo Instalación y Mantenimiento de Vía = **1.1606 U\$**
(0.2459 U\$/hr x 4.72 hr)

D) Costo de Instalación y Mantenimiento de Líneas Trolley

- Costo Alambre de Cobre (Línea Trolley) = 572.00 U\$
(2.20 U\$/mt x 260 mt)
- Costo Grampas, instalación y mantenimiento = 220 U\$
Vida útil de instalaciones = 4 años = 34,560 Horas
- Costo Horario = 0.02292 U\$/Hr
(220 + 572) U\$/34,560 Hr
- Costo de Instal. y Manten. Línea Trolley = **0.1082 U\$**
(0.02292 x 4.72)

E) Costo Mano de Obra Motoristas (NV-4149)

- 01 Maestro Motorista = 6.9012 U\$/Día
(4.26 U\$ + 62% Leyes Sociales)
- 01 Ayudante Motorista = 6.7716 U\$/Día
(4.18 U\$ + 62% Leyes Sociales)
- Tiempo Requerido en Transporte Relleno = 4.72 Hr
en el NV-4149
- Tiempo Requerido en hacer pasar relleno = 3.28 Hr
de CH-535 (NV-4192) a CH-535 (NV-4149)
- Costo Mano de Obra Transporte = 13.6728 U\$
((4.72 + 3.28)/8) x (6.9012 + 6.7716)
- Costo Mano de Obra Transporte = **13.6728 U\$**

F) Costo Implementos de Seguridad Motoristas

De ITEM 9.2.3-F tenemos (no considerar ropa agua)

- Costo Implementos de seguridad motoristas= 1.4651 U\$
(0.02263 U\$/m³ x 64.74 m³)

Costo Implementos de Seguridad Motoristas = 1.4651 U\$
Luego resumiendo tenemos

- Costo Distribución del Relleno Mecánico en
Interior Mina = A + B + C + D + E + F
(4.1177 + 1.5723 + 1.1606 + 0.1082 + 13.6728 + 1.4651)

**Costo Unitario de Distribución del Relleno Mecánico
en Interior Mina = 0.3413 U\$/m³**
(22.0967 U\$/64.74 m³)

9.2.2.7 COSTOS ACOMODO DE RELLENO EN EL STOPE 684 - TV1

Se trata de determinar el costo de acomodo del relleno mecánico utilizando Scraper Eléctrico.

A) Cálculo del Rendimiento del Scraper Eléctrico (Q_h)

Motor : Delcrosa 18.56 Hp (13.80 kw)

Longitud (L) = 30 Mts.; Capac. Scraper (V) = 0.25 m³

Ciclo (T) = (L/v_c) + (L/v_v) + T₁ + T₂ + T₃ ; Seg

Velocidad con Carga = v_c (0.7 a 1.6 mts/seg); se toma 0.7

Velocidad sin carga = v_v (Hasta 2.4 mts/seg); se toma 1.5

T₁ = Tiempo de Manipuleo (puntal, rondana, cambio de posición)

T₂ = Tiempo de cuchareo, depende de la fragmentación

T₃ = Tiempo utilizado para el cambio del sentido de marcha

Ciclos por hora (N) N = 3,600/T

Reemplazando Valores

T = (30/0.7) + (30/1.5) + 50 + 25 + 8 = 145.857 Seg

Q_h = (3,600 * K * W * V)/T ; m³/hr

K = Factor de Rellenado (0.6)

W = Eficiencia Horaria(0.7)

Q_h = (3,600 x 0.6 x 0.7 x 0.25)/145.857 = 2.591 m³/hr

Rendimiento del Scraper Eléctrico = 2.591 m³/hr

B) Tiempo de Trabajo del Scraper/Disparo = 25 Horas
(64.74 m³ / 2.591 m³/hr)

C) Cálculo Depreciación de Scraper Eléctrico

Precio puesto en mina = 8,450 U\$

Vida útil del Scraper = 15,000 Horas

Costo Unitario Depreciación = 0.5636 U\$/Hr

D) Costo del Monto de Inversión

Según 9.2.2 tenemos : $T = 9.4\%$; $N = 2$ Años

Intereses = $8,450 \times 0.094 \times (3/4) / 7,500 = 0.0794$ U\$/Hr

E) Costo de Mantenimiento y Repuestos

Mantenimiento y Repuestos = 5,915 U\$

Vida útil del Scraper = 15,000 Horas

Costo Unitario Mantenimiento y Repuestos = 0.3943 U\$/Hr
(5,915 U\$/15,000 Hr)

F) Costo de Energía Eléctrica Scraper Eléctrico

Consumo de energía eléctrica = 310.5 Kw-Hr

25 Hr x (13.8 Kw x 0.9)

Costo Energía Activa = 3.5824 U\$

(0.00923 x 1.25) x 310.5

Costo Energía Reactiva = 0.8891 U\$

(0.00473 x 1.25) x (13.8 x 0.9) Tan (Acos 0.90) x 25

Costo Máxima Demanda = 1.3644 U\$

(2.5309 x 1.25) x (13.8 x 0.90) x 25/720

Costo Energía Scraper = 0.2334 U\$/Hr

((3.5824 + 0.8891 + 1.3644))/25

G) Costo Unitario de Operación del Scraper Eléctrico por disparo

Costo = (0.5633 + 0.0794 + 0.3943 + 0.2334 + 0.2334) x 25

Costo = 31.76 U\$

Costo Unitario de Operación = 0.4906 U\$/m³

(31.76 U\$ / 64.74 m³)

H) Costo Unitario Mano de Obra por Disparo

1 Maestro Perforista = 0.8626 U\$/Hr

(4.26 U\$ Básico + 62% Leyes Sociales)

1 Ayudante perforista = 0.8464 U\$/Hr

(4.18 U\$ Básico + 62% Leyes Sociales)

Costo Unitario Mano de Obra = $0.6599 \text{ U\$/m}^3$
 $(0.8626 + 0.8464) \times 25/64.74$

I) Costo Unitario Implementos de Seguridad por Disparo del ITEM 9.2.3-f tenemos

Costo Unitario de Implementos de Seguridad = $0.0334 \text{ U\$/m}^3$

J) Costo Unit. Cable de Acero 1/2"Ø (90 mt) por disparo

Costo cable de acero 1/2"Ø ($9.1 \text{ U\$/mt}$) = $819 \text{ U\$}$
 $(9.1 \text{ U\$/mt} \times 90 \text{ mts})$

Vida útil = 75 Días = 600 Horas = $1,554.6 \text{ m}^3$
 $(600 \text{ Hr} \times 2.591 \text{ m}^3/\text{Hr})$

Costo Unitario Cable de Acero = $0.5268 \text{ U\$/m}^3$
 $(819 \text{ U\$/}1,554.6 \text{ m}^3)$

Costo Unitario Cable de Acero = $0.5268 \text{ U\$/m}^3$

Luego resumiendo tenemos :

Costo Unitario Acomodo de Relleno en el Stope =
 $= G + H + I + J$

$(0.4906 + 0.6599 + 0.0334 + 0.5268) \text{ U\$/m}^3$

Costo Unit. Acomodo de Relleno St-684 TV1 = $1.7107 \text{ U\$/m}^3$

9.2.2.8 COSTO DE SUPERVISION

La supervisión de las diversas actividades unitarias, para una mejor visualización lo podemos dividir en :

A) San Gerardo (perforación/voladura; manipuleo material, parrilleros, distribución en interior mina y acomodo en stope) ... **2 Horas**

B) Interior Mina (explotación y conservación mina) ... **4 Horas**

C) Transporte Mineral ... **1 Hora**

D) Exploraciones y Desarrollos ... **1 Hora**

La división es puramente convencional para efectos de costos.

- Necesidad de relleno = $35,625 \text{ m}^3/\text{año} = 2,968.75 \text{ m}^3/\text{mes}$

- Caporales = 02 Hombres (día y noche)

- Jefes de Guardia = 02 Ingenieros (día y noche)

- Costo Unitario Caporales = $0.06011 \text{ U\$/m}^3$

$(2 \times (220.32 \text{ U\$/mes} \times 2/8) \times 1.62) / 2,968.75 \text{ m}^3/\text{mes}$

- Costo Unitario Ingenieros = $0.1173 \text{ U\$/m}^3$

$(2 \times (430 \text{ U\$/mes} \times 2/8) \times 1.62) / 2,968.75 \text{ m}^3/\text{mes}$

Luego sumando tenemos : $(0.06011 + 0.1173)$

Costo Unitario de Supervisión = $0.17741 \text{ U\$/m}^3$

9.2.2.9 COSTO DE MANTENIMIENTO DE WEST PASS CH-535

Se trata de determinar el costo unitario de mantenimiento de las diversas tolvas de madera ubicados en los diferentes niveles de la chimenea 535, asimismo debemos determinar el costo de mantenimiento de la parrilla en la cantera San Gerardo (boca Ch-535)

A) Cantera San Gerardo (Parrilla Ch-535)

- Se cambia cada 08 meses aproximadamente

- Cantidad de madera = $1,492 \text{ p}^2$

- Clavos de Riel = 20 Kgs

- Rieles 40 Lbs/yd = 12 rieles

- Soldadura Supercito $1/8" \varnothing$ = 03 Kgs

- Mano de Obra = 10 Tareas

Costo de Madera = $0.1849 \text{ U\$/p}^2 \times 1,492 \text{ p}^2 = 275.87 \text{ U\$}$

- Costo Clavos de Riel $3 \frac{1}{2}" \times 1/2" = 61.60 \text{ U\$}$

$(3.08 \text{ U\$/Kgs} \times 20 \text{ Kgs})$

- Costo Rieles 40 lbs/yd = 720 U\$

$(58.5 \text{ U\$/Riel} \times 12 \text{ Rieles})$

- Costo Soldadura = $4.5 \text{ U\$/Kg} \times 3 \text{ Kgs} = 13.50 \text{ U\$}$

- Costo Mano de Obra = $10 \times (4.18 \text{ U\$} + 62\%) = 67.716 \text{ U\$}$

Costo Total = $1,120.686 \text{ U\$}$

Costo Unitario Mantenimiento Parrilla San Gerardo =

= $1,120.686 \text{ U\$/}17,067 \text{ m}^3$

Costo Unitario Mantenimiento Parrilla San Gerardo =

= $0.06566 \text{ U\$/m}^3$

B) Mantenimiento Tolva de Madera en el NV-4192

- Se cambia cada 18 meses aproximadamente

- Cantidad de Madera = $1,400.69 \text{ p}^2$

- Clavos de Alambre = 10 Kgs

- Mano de Obra = 14 tareas

- Planchas de Fierro = $102 \text{ cm} \times 370 \text{ cm} \times 0.25" \text{ espesor}$

- Soldadura Supercito 1/8"∅ = 03 Kgs
- Soldadura Chamfercord 3/16"∅ = 04 Kgs
- Mano de Obra Soldadura = 04 Tareas
- Costo de Madera = 258.99 U\$
(0.1849 U\$/p² x 1,400.69 p²)
- Costo de Clavos Alambre = 10.30 U\$
(1.03 U\$/Kgs x 10 Kgs)
- Costo Mano de Obra Enmaderadores = 94.80 U\$
14 x (4.18 U\$ + 62%)
- Costo Plancha de Fierro = 300 U\$
- Costo Soldadura = 4.5 U\$/Kg x 7 Kgs = 31.50 U\$
- Costo Mano de Obra Soldador = 27.60 U\$
(4 x (4.26 U\$ + 62%))

Costo Total = 723.19 U\$

Costo Unit. Manten. Tolva CH-535 NV-4192 = 0.01883

U\$/m³ (723.19 U\$/38,400 m³)

C) Mantenimiento Tolva de Madera CH-535 NV-4149

Se Cambia cada 24 meses aproximadamente

Costo Unitario Manten. Tolva CH-535 = 0.01412 U\$/m³

(723.19 U\$/51,200 m³)

D) Mantenimiento Tolva de Madera CH-535 NV-4103

Se cambia cada 24 meses aproximadamente

Costo Unit. Mantenimiento Tolva CH-535 = 0.01412 U\$/m³

E) Mantenimiento Tolva de Madera CH-535 NV-4048

Se cambia Cada 30 meses Aproximadamente

Costo Unitario Manten. Tolva CH-535 = 0.01130 U\$/M³

Finalmente tenemos A + B + C + D + E

(0.06566 + 0.01883 + 0.01412 + 0.01412 + 0.01130)

Costo Unitario Mante. West Pass CH-535 = 0.12403 U\$/m³

Resumen General de Costos Unitarios

- Depreciación de inversión en infraestructura de relleno	0.8519 U\$/m ³
- Costo del Monto de Inversión	0.3604 "
- Costo de Perforación en la Cantera	2.3499 "
- Costo de Voladura	1.9674 "
- Costo de Manipuleo de Material con tractor D6D	4.7015 "
- Costo de Distribución del Relleno en interior Mina	0.3413 "
- Costo Acomodo de Relleno en Stope	1.7107 "
- Costo de Supervisión	0.17741 "
- Costo Mantenimiento West Pass Ch535	0.12403 "

Sub-total	12.5845 U\$/m ³
Imprevistos 2 %	0.2517 "
+5 % Escalamiento	0.6292 "

Costo Unit. Relleno Mecánico en Sección 2 =	13.4654 U\$/m ³
Costo Unit. Relleno Mecánico en Sección 2 =	4.2079 U\$/tm(Ore)

9.3 COSTO DEL RELLENO TRITURADO EN LABORES DE SECCION N°4 SANTA BARBARA

Para rellenar las labores de la sección N°4; se utiliza el relleno preparado en la cantera Santa Bárbara (4.350 m.s.n.m), la cantera esta diseñado en roca caliza en su integridad.

El abastecimiento de relleno a los diversos stopes se realiza despues de un conjunto de operaciones unitarias tales como

Perforación - Voladura

Traslado del Material Roto de un Banco a otro, empleo de bulldozer (tractor)

Transporte antes de la trituration

- Trituración
- Transporte en superficie (distribución del Relleno Triturado a las diferentes chimeneas)
- Acomodo del relleno triturado en los stopes

Para realizar las diversas operaciones unitarias, se dispone de diversos equipos, los mismos que ya han sido descritos en el ITEM 9.2

9.3.1 COSTO DE INVERSION EN INFRAESTRUCTURA, MAQUINARIA Y EQUIPO : CANTERA SANTA BARBARA

Para obtener el relleno triturado como objetivo final, se tuvo la nesecidad de diseñar una cantera, en la zona alta (cima) denominado Santa Bárbara, para tener acceso a la cantera se construyó una red de carreteras, en la cantera se preparó Bancos, para la realización de los trabajos de perforación se hizo el tendido de tubería de aire comprimido y otros.

Para la instalación de la planta de trituration del material de relleno (caliza) proveniente de la cantera Santa Bárbara, se ha construido túneles, rampas, chimeneas, se ha realizado desquinches y otros.

Para la instalación de las maquinarias de la planta de trituration se ha realizado obras en cimentaciones, tendido de cables de alta tensión, subestación de alta a baja tensión, etc.

Además para la distribución del relleno a algunos stopes, se ha construido una chimenea principal (West Pass) denominado CH-5261, de donde el relleno es distribuido en interior mina a los diversos stopes. El relleno es alimentado a la CH-5261 mediante volquetes.

Para efectos de depreciación del monto de la inversión, esta ha sido actualizada al año 1,988

RUBRO	MONTO DE INVERSION			INVERSION ACTUALIZADA A 1988
	1970	1975	1982	
- Carreteras (Acceso a Cantera) (volumen movido 12,500 m ³)	--	--	50,076	69,047 U\$
- Chimeneas (West Pass 5261)	5,000	3,500	--	20,128 "
- Carreteras (8,500 m ³ movidos) Planta de Relleno Chancado	18,728	11,400	--	71,961 "
- Chimeneas (5276,5290,5276B,5273) (130.3 mts)	--	--	8,105	11,726 "
- Cruceros (5320W,5310S) (244.5 mts)	--	--	30,868	42,562 "
- Rampa (5288 sur) (28 Mts)	--	--	5,040	6,949 "
- Desquiches (1,334.4 m ³)	--	--	22,037	30,386 "
- Obras Civiles				
* Cimentaciones	--	--	3,109	4,287 "
* Mano de Obra	--	--	855	1,179 "
- Obras Electromecánicas				
- Insumos	--	--	25,859	35,655 "
- Mano de Obra	--	--	4,155	5,729 "
- Diversos				
- Insumos	--	--	4,263	5,878 "
- Mano de Obra	--	--	1,816	2,504 "
- Supervisión	--	--	3,205	4,419 "
Maquinaria y Equipo				
- Chancadora Kue-Kent (con motor)	--	--	108,000	148,915 "
- Alimentador Vibratorio ("Simplicity" incluye motor)	--	--	12,000	16,546 "
- 02 Vagones de Perforación Sobre orugas marca ingersol-rand modelo E.C.M. 350 Crawlair	--	--	124,000	170,976 "
- Transformador Brown Boveri de 100 K.V.A	--	--	2,113	2,913 "
- Transformador General Eléctric de 10 K.V.A	--	--	329	454 "
- Tuberías	120	400	650	2,013 "
- Otros (Supervisión, Guardiania)	700	1,800	2,660	9,141 "

Total inversión actualizada a 1,988 a ser depreciada = 662,218 U\$

Donde :

$$700 \times (1 + 5\%)^{18} + 1800 \times (1 + 5.5\%)^{13} + 2,680 \times (1 + 5.5\%)^6 = 9,141 \text{ U\$}$$

9.3.2 COSTO UNITARIO DEL RELLENO TRITURADO A LABORES DE LA SECCION Nº4

Para rellenar los espacios vacios de los stopes de la sección 4 con relleno triturado, se desarrollan un conjunto de operaciones unitarias cuyos costos se determinan a continuación.

Produc. Promedio Sección 4 (1979-1987) = 109,230 tm/año

Volúmen Promedio Rellenado = 34,134 m³/año

Producción de Relleno en la Cantera S.B = 43,259 m³/año

Relleno a labores de sección 4 = 34,134 m³/año

Relleno a labores de sección 2 = 9,125 m³/año
(35,625-26,500)

Monto de Inversión a Depreciar = 662,218 U\$

Periodo de Depreciación = 8 años

9.3.2.1 DEPRECIACION DE INVERSION EN INFRAESTRUCTURA, MAQUINARIA Y EQUIPO

Depreciación = 662,218 U\$/8 años = 82,777.25 U\$/año

Costo Unitario = 82,777.25 U\$/43,259 m³ = 1.9135 U\$/m³

9.3.2.2 COSTO DEL MONTO DE INVERSION

Se trata de determinar el costo del dinero que se invierte en la infraestructura, maquinaria y equipo del sistema de relleno triturado.

$$\text{Intereses} = \frac{\text{Monto de Inversión} \times T \times \text{Fact. Inv.}}{\text{Producción de Relleno/Año}}$$

Donde

T = Tasa de Interés Internacional (Prime Rate)

Fact. Inv. = Factor de Inversión = $(N + 1)/2N$; N = Años

Reemplazando Valores : N = 8 Años ; T = 9.40% (1,988)

$$\text{Intereses} = \frac{662,218 \times 9.40\% \times 9/16 \text{ U\$}}{43,259 \text{ m}^3}$$

Costo Unitario = 0.8094 U\$/m³

9.3

- E	14.- Red secundaria		
R		NV-4000 = 0.0 mts	
V		NV-4080 = 250 "	
- M		NV-4103 = 300 "	
- L		NV-4149 = 250 "	
- D		NV-4192 = 0.0 "	
- E			
A	Long. Total	= 800 mts x 0.85 = 680 mts	
- N		((181/2561) x 680 x 1.1)	
- V	Total tareas red secundaria (680 mts)	= 53 tareas	

- V	15.- Otros (cáncamos, amarre, dificultad en el entubado, etc)	=	16 tareas
- F	Resumiendo tenemos : 453 + 53 + 16	=	522 tareas
- V	+10% Imprevistos	=	52 tareas

A) Total tareas en la ejecución de q.3 = 574 tareas

- C	Monto de inversión:		
- V	Sub-total = 3,822 U4	=	3,822 U\$
- C	(574 tareas x 4.11 U\$/tarea x 1.62)		
- V	+15% utilidad contratista	=	573 "
- C	Costo total en la ejecución de q.3	=	4,395 U\$

Q.4) Instalación de línea telefónica desde B15 (planta de R/H N02) ubicado en el NV-3780 hacia la sección N04.

Utilizamos la misma metodología del caso anterior, según ello tenemos (cálculo simplificado)

1.- Red principal

Longitud horizontal total = E1F1 + G1H1 + I1J2 + L2M2 + N2O2 + P2V1 = 0 + 0 + 50 + 425 + 125 + 200 = 800 mts

Longitud vertical total = F1G1 + H1I1 + J2K2 + K2L2 + M2N2 + O2P2 = 0 + 0 + 44.2 + 44 + 60 + 64.30 = 212.50 mts

Total tareas red principal (1012.50 mts) = 245 tareas

((181/2561) x 800 + (220/315.5) x 212.5) x 1.2)

2.- Red secundaria

	NV-4000 = 100 mts
	NV-4050 = 450 "
	NV-4095 = 480 "
	NV-4154 = 150 "

Según lo anterior tenemos :

Costo tubería 2"∅ aire (29 U\$/tramo) = 580 U\$
(20 tramos x 29 U\$/tramo)

Costo Accesorios 15% (580) = 87 U\$

Costo total = 580 + 87 = 667 U\$

Producción anual promedio de relleno = 43,259 m³/Año
(ver ITEM 9.3.2)

Vida útil tubería y accesorios = 3 Años = 129,777 m³

- Costo Unitario de Tubería y Accesorios = 0.00514 U\$/m³
(667 U\$/129,777 m³)

Costo Manguera Reforzada con malla

de acero 2" ∅ = 26 U\$/mt

Longitud de Manguera Reforzada 2"∅ = 90 mts

- Costo de Manguera Reforzada 2 ∅ = 2,340 U\$
(26 U\$/mt x 90 mt)

Vida útil manguera reforzada = 2 años = 86,518 m³

Costo unitario de manguera reforzada = 0.02705 U\$/m³
(2,340 U\$/86,518 m³)

- **Costo Unitario Tuberías, Mangueras
y conexiones** = 0.03219 U\$/m³
(0.00514 + 0.02705)

C) costo del equipo de perforación

- Costo del Vagón de perforación sobre orugas E.C.M 350
Crawlair: ya ha sido considerado en el ITEM 9.3.1.

- Costo de Repuestos E.C.M 350 Crawlair = 2,400 U\$/año
= 200 U\$/mes = 0.0555 U\$/m³

Costo Mano de Obra Mantenimiento Vagón de Perforación
E.C.M 350 Crawlair; Horas de reparación =
= 240 horas/año = 20 horas/mes

Costo Horario Maestro Mecánico = 1.67 U\$/hr
(247.5 U\$/(30 x 8)) x 1.62

Costo Horario Ayudante Maestro Mecánico = 1.42 U\$/hr
85% x 1.67

Costo Total Mano de Obra Mantenimiento = 61.8 U\$/mes
(1.67 + 1.42) x 20

Producción mensual de relleno = 3,605 m³/mes
(43,259 m³/12 meses)

Costo Unit. Mano de Obra Mantenimiento = 0.01714 U\$/m³
(61.80 U\$/3,605 m³)

- Costo Unit. Perforadora Ingersoll Rand Modelo V.L.120
(Técnicamente la perforadora IR-VL 120 = COP-131 EB)
Costo Perforadora IR - V.L 120 = 23,000 U\$
Vida útil Perforada IR-V.L.120 = 160,000 P.P. =
= 124,077 m³(relleno)

Costo de Repuestos y Mantenimiento Perf.IR-V.L.120 =
= 16,100 U\$ x Vida útil

Depreciación perforadora IR-V.L.120
= (23,00 + 16,100)U\$/124,077 m³
= 0.3151 U\$/m³

intereses sobre el monto de inversión en la Perforadora
IR-V.L 120 :

Según 9.3.2.2 tenemos : N = 3 Años (124,077 m³)

T = 9.40% (prime rate)

Intereses = 0.03485 U\$/m³

(23,000 x 9.4% x (4/6))/(124,077/3)

Costo Unitario Perforadora IR-V.L 120 = 0.3499 U\$/m³
(0.3151 + 0.03485)

Costo Unit. del equipo de Perforación = 0.4225 U\$/m³
(0.0555 + 0.01714 + 0.3499)

D) costo de aceite hidraulico, grasas y aditivos

El vagón de perforación sobre orugas E.C.M 350 Crawlair, tiene una Bomba Neumática que eleva la presión del aceite hidráulico para hacer funcionar los diversos pistones, los mismos que accionan diferentes articulaciones, además todas las articulaciones utilizan grasa, los pistones de los motores de tracción utilizan aceites y aditivos para la lubricación.

La perforadora IR-V.L 120 utiliza aceite para la lubricación :

Consumo de Aceite Hidráulico URSA	= 04 galones/mes
Consumo de Aceite de perforación	= 18 galones/mes
Costo de Aceite Hidráulico	= 5.5 U\$/Galón
Costo de Aceite de Perforación	= 3.5 U\$/Galón
Costo de Grasa y Aditivos	= 15 U\$/Mes
(4 x 5.5 + 18 x 3.5 + 15)/43,259	= 0.002312

Costo Unit. Aceites, Grasas y Adit. = 0.002312 U\$/m³

E) costo de herramientas

Una llave stilson 18" = 76.52 U\$

Vida útil llave stilson = 43,259 m³ de relleno

(en 12 meses = 43,259 m³ relleno)

Costo unitario = 0.001769 U\$/m³

(76,52 U\$/43,259 m³)

- Una Lampa = 16.13 U\$

Vida útil de una lampa = 6 meses = 21,629.5 m³ relleno

Costo Unitario = 0.0007457 U\$/m³

(16.13 U\$/21,629.5 m³)

- Un pico = 23.62 U\$

Vida útil de un pico = 12 meses = 43,259 m³ relleno

Costo Unitario = 23.62/43.259 M³ = 0.000546 U\$/m³

Costo Unitario Herramientas = 0.00306 U\$/m³

(0.001769 + 0.0007457 + 0.000546)

F) costo implementos de seguridad

Se trata de determinar el costo unitario de los implementos de seguridad que utiliza el personal que opera el vagón de perforación sobre orugas.

Personal = 2 hombres (maestro y ayudante)

ITEM	PRECIO UNITARIO	VIDA UTIL	COSTO UNITARIO
02 Pares Botas Jebe	28.52 U\$	129,777 m ³	0.00044 U\$/m ³
02 Pares Guantes de Cuero	7.62 "	86,518 "	0.00018
02 Mamelucos	20.15 "	259,554 "	0.00016
02 Protectores	7.64 "	3'114,648 "	0.00001
02 Correas Porta Lámparas	10.04 "	519,108 "	0.00004
02 Respiradores	36.12 "	259,554 "	0.00030
02 Juegos Ropa de Agua	62.77 "	259,554 "	0.00050

Costo unit. total implementos de seguridad=0.00163 U\$/m³

G) costo de energía (aire comprimido)

Se trata de determinar el costo unitario del consumo de energía del vagón perforador, cuando trabaja en la cantera, en la perforación de taladros de 63.5 mm. de diámetro.

Ciclo de perforación 45 minutos/taladro

∅ taladro = 63.5 mm

Longitud taladro = 16 pies
 Tiempo en perforar un taladro de 16' = 35 minutos
 Tiempo en acondicionar el vagón = 08 "
 Tiempo en acondicionar Boca Taladro = 02 "

 Ciclo de perforación = 45 minutos

- Horas de perforación por disparo = 105 horas
- Nº de taladros por disparo = 140 taladros
- Tiempo de perforación = $140 \times (45/60) = 105$ Horas
- Horas empleadas en el traslado y retiro del vagón perforador = 50 minutos
- Traslado al lugar de trabajo = 20 minutos
- Retiro del lugar de trabajo = 30 minutos
- Consumo de aire perforadora IR-V.L.120 = 600 cfm
- Costo unitario aire comprimido = 0.0001736 U\$/pie³
- Volumen de relleno preparado por disparo = 1,580.74 m³
- Volumen aire comprimido por disparo = 3'810,000 pies³
 $(105 \times 60 + 50)$ minutos \times 600 Pies³/minuto
- Costo aire comprimido por disparo = 661.416 U\$
 $(3'810,000 \text{ pies}^3 \times 0.0001736 \text{ U\$/pie}^3)$
- Costo Unitario de Energía = 661.416 U\$/1,580.74 m³

Costo Unitario de Energía = 0.41842 U\$/m³

H) costo de mano de obra

El vagón perforador trabaja en dos guardias (día y noche) de acuerdo a las necesidades de relleno, en la época de ausencia de lluvias (mayo-setiembre) se prepara relleno para los meses lluviosos (octubre-abril), en ese periodo se trabaja intensamente; llegándose a trabajar incluso con el otro vagón perforador (stand - By).

- Horas de Trabajo neto (de 11 horas) = 7.5 horas (68%)
- Tiempo empleado en perforar un taladro = 0.75 horas
(45 minutos)
- Nº de taladros perforados en una guardia de 11 horas
 $= (7.5/0.75) = 10$ huecos
- Nº de guardias para perforar 140 talad. = 14 guardias
 $(140/10 = 14)$
- Jornales: (por cada hora de sobretiempo se paga un adicional de 60%)

1 maestro operador Crawlair = 11.042 U\$/guardia
 (4.26 U\$ básico + 1.60 x 3 x (4.26/8)) x 1.62
 1 ayudante operador Crawlair = 10.834 U\$/Guardia
 (4.18 U\$ básico + 1.60 x 3 x (4.18/8)) x 1.62

Costo de Mano de Obra = 306.264 U\$

(14 x 11.042 + 14 x 10.834)

- Costo Unitario Mano de Obra = 306.264 U\$/1,580.74 m³

Costo Unitario Mano de Obra = 0.19375 U\$/m³

Luego resumiendo tenemos: A + B + C + D + E + F + G + H
 (0.1909 + 0.03219 + 0.4225 + 0.002312 + 0.00306 +
 0.00163 + 0.41842 + 0.19375 = 1.2648)

Costo unitario de perforación en la cantera =
= 1.2648 U\$/m³

9.3.2.4 COSTO DE VOLADURA

Se trata de determinar el costo unitario de la voladura de los taladros perforados con el vagón perforador sobre orugas marca ingersol - Rand E.C.M 350 Crawlair en la cantera Santa Bárbara.

A) voladura primaria

Nº de taladros a disparar = 140
 Diámetro de taladro = 0.0635 mts
 Columna de Carga = AN-F0 (0.9 grs/cm³)
 Longitud Columna de Carga = 67.76% (4.427) = 3.0 mts
 Carga de AN-F0 por taladro = 8.55 kgs/taladro
 Costo AN-F0 = 0.9378 U\$/kgs
 - Costo total AN-F0 = 1,122.547 U\$/disparo
 (140 taladros x 8.55 x 0.9378)
 Costo de energía para el carguio de taladros
 Se utiliza aire comprimido = 120 pies³/minuto
 Tiempo empleado en el carguio de taladro = 420 minutos
 (140 taladros x 3 minutos/taladro)
 Volúmen de aire comprimido utilizado = 50,400 pies³
 (120 x 420)
 Costo unitario aire comprimido = 0.0001736 U\$/Pie³
 - Costo total energía neumática para el carguio de
 taladros = 8.7494 U\$/disparo
 (50,400 p³ x 0.0001736 U\$/p³ = 8.7494 U\$)

- Costo de " Vatea " cargadora de AN-F0
 Costo de " Vateas " = 360 U\$ (02 vateas neumáticas)
 Vida útil = 28.571 disparos
 (4,000 taladros x disparo/140 taladros)
- Costo total "Vatea" cargadora AN-F0 = 12.60 U\$/disparo
 (360 U\$/28.571)
- La voladura de taladros se realiza como sigue
 Tipo de Amarre = Trapecio, en " V "
 Utilización de retardos = 20, 25 y 50 milisegundos
 Iniciador columna de carga = Hidrogel H-28
 Línea Transmisión de energía = Pentacord 3G y 5G
 Iniciador de circuito - Guia Seca
 - Fulminante NQ8
- Costo Total Retardos = 26.8 U\$/Disparo
 (1.34 U\$/Retardo x 20 retardos)
- Costo total Iniciador Columna = 80.5 U\$/Disparo 0.2875
 (28.75 U\$/Cartucho x (140 x 2 Cartuchos))
- Costo total línea transmisión = 185.92 U\$/disparo
 Pentacord 3-G = 131.120 U\$/Disparo
 (0.0596 U\$/Pie x 2,200 pies)
 Pentacord 5-G = 54.800 U\$/Disparo
 (0.0685 U\$/Pie x 800 pies)
- Costo total guía seca = 0.4308 U\$/Disparo
 (0.0359 U\$/Pie) x 12 Pies
- Costo Total Fulminante NQ8 = 0.3138 U\$/disparo
 (0.1569 U\$/Fulm) x 2 Fulm
- Costo Total Mano de Obra = 122.018 U\$/disparo
 (cargadores : 2 Grupos de 3 Hombres c/u, disparador: 1
 Hombre)
- Disparador = 6.9012 U\$/Disparo
 (4.26 U\$/Guardia x 1 Guardia) x 1.62
- Cargadores = 47.4012 U\$/Disparo
 (4.18 U\$/Guardia x 1 Guardia x 7) x 1.62
- Preparadores AN-F0 = 67.716 U\$ /Disparo
 (2 hombres x 5 guardias x 4.18 U\$/Guardia-Hombre)x
 x 1.62 = 67.716 U\$
- Costo Total implementos de Segurid. = 9.184 U\$/Disparo
 según el ITEM 9.3.2.3-F; descontamos ropa de agua y
 respiradores:(0.00163-0.0005-0.0003)/2= 0.00083U\$/disp
 Costo implementos de segurid. por hombre=1.312 U\$/disp
 (0.00083 x 1,580.74 = 1.312); personal 7 hombres
 Costo total = 7 x 1.312 = 9.184 U\$/disparo

Finalmente sumando tenemos : 1,569.063 U\$/Disparo
 (1,122.547 + 8.7494 + 12.60 + 26.8 + 80.5 + 185.920 +
 0.4308 + 0.3138 + 122.018 + 9.184 = 1,569.063)
 (1,569.063 U\$/disparo)/(1,580.74 m³/disparo)

Costo Unitario Voladura Primaria = 0.99261 U\$/m³

B) voladura secundaria

Volúmen Roto en Voladura Primaria = 1,580.74 m³

Volúmen Representativo de un Banco = 0.54³ = 0.157m³

Volúmen en Bancos = 20% x (1,580.74/1.36) = 232.462 m³

Cantidad de Bancos = 232.462/0.157 = 1,480 Bancos

Los Bancos se plastean con cordón detonante, AN-F0, como iniciador utilizamos exadit 45% y guía seca.

Cantidad de Cordón detonante 3-G por cada Banco=3.28pies

Cantidad total de cordón detonante 3-G=4,854.4 Pies/Disp

(3.28 Pies/Banco x 1,480 Bancos/Disparo)

Cantidad de AN-F0 por Banco = 0.200 kgs/Banco

- Cantidad Total de AN-F0 = 0.2 x 1,480 = 296 Kgs/Disp

Cantidad de dinamita 45% x 7/8" por Banco=0.5 cartucho

- Cantidad total de dinamita 45% = 740 Cartuchos/Disp

(1,480 x (1/2))

- Nº de veces que se plastea (por disparo) = 8 veces

- Cantidad total de Pies de Guía Seca = 160 Pies/Disp

(20 Pies/Vez) x 8 veces

Cantidad total de Fulminantes = 16 Unidades/Disparo

(02 unidades/vez) x 8 veces

Costo Materiales Voladura Secundaria

AN-F0 = 296 Kgs x 0.9378 U\$/Kgs = 277.588 U\$

Cordón Detonante 3-G = 289.322 U\$

(4,854.40 Pies x 0.0596 U\$/Pie)

Dinamita 45% = 170.200 U\$

(740 Cartuchos x 0.23 U\$/Cartucho)

Guía Seca = 160 Pies x 0.0359 U\$/Pie = 5.744 U\$

Fulminantes = 2.511 U\$

(16 unidades x 0.1569 U\$/Unidad)

Mano de Obra

- Preparado AN-F0 (296 Kgs) = 2 Tareas (2 Hombres)

Voladura Secundaria = 16 tareas

8 veces x (2 tareas/vez)

Costo Mano de Obra = 121.889 U\$

(2 + 16) x (4.18 U\$ + 62%)

Costo Implementos Seguridad = 20.992 U\$

(16 x 0.00083 x 1,580.74)

- Producción de Relleno por Disparo = 1,580.74 m³

Luego Sumando Tenemos 888.247 U\$

(277.5888 + 289.3222 + 170.200 + 5.744 + 2.511 + 121.889
+ 20.992 = 888.247)

Costo Unitario Voladura Secundaria = 0.5619 U\$/m³

(888.247 U\$/1,580.74 m³)

Sumando Ambos Costos Unitarios Tenemos

(0.9926 + 0.5619)

Costo Unitario Voladura = 1.5545 U\$/m³

9.3.2.5 COSTO DE MANIPULEO DEL MATERIAL DISPARADO EN LA CANTERA DE RELLENO SANTA BARBARA

El material de relleno preparado mediante perforación y voladura en los diferentes Bancos (pisos) de la Cantera Santa Bárbara, tiene que ser removido y acomodado hasta el primer piso de la Cantera (Nivel de la Boca (Parrilla) de la CH-5276, la misma que alimenta a la chancadora Kue-Kent), el trabajo de remoción lo realiza un Bulldozer caterpillar modelo D6D, el mismo que trabaja mediante el sistema de contrata.

- Producción de Relleno por Disparo = 1,580.70 m³

- Cálculo de la Producción del tractor D6D

Según Caterpillar Performance HandBook Edición 10
(Page 38)

En nuestro caso el tractor D6D realiza la remoción del material roto desde el cuarto Banco hasta el primer Banco, sumando las distancias de remoción desde el lugar de rotura hasta el primer Banco tenemos L = 100 Mts

Para L = 100 Mts.; Producción Máxima = 90 M³/Hora

Producción Real = Produc. Máxima x Factor de Corrección

Factor de Corrección = A x B x C x D x E x F x G x H

Factores Unitarios

Operador Promedio = 0.75 (A)

Material Suelto = 1.00 (B)

Cuchilla tipo Cajón = 0.60 (C)

Visibilidad	= 0.70 (D) (neblina, lluvia)
Eficiencia Horaria	= 0.58 (E)
Gradiente (0%)	= 1.00 (F)
Corrección por Peso	= 0.80 (G)
Granulometría Variable	= 0.88 (H) (presencia de bancos)

Factor de corrección = 0.1286

Producción Real D6D = $(90 \text{ m}^3/\text{hr}) \times 0.1286 = 11.574 \text{ m}^3/\text{hr}$

Tiempo del Tractor D6D por Disparo = 136.577 horas
($1,580.74 \text{ m}^3/11.574 \text{ hr}$)

Tiempo del Tractor D6D al mes = 311.47 horas/mes
($((43,259 \text{ m}^3/\text{año})/12 \text{ meses/año})/11.574 \text{ m}^3/\text{hr}$)

- Costo del Tractor D6D = 43.45 U\$/hr

- Costo Total del Tractor D6D = 5,934.2706 U\$
(136.577×43.45)

Costo Unitario del Tractor D6D = $3.7541 \text{ U}/\text{m}^3$
($5,934.2706 \text{ U}/1,580.74 \text{ m}^3$)

**Costo Unitario Manipuleo de Material Disparado
en la Cantera Santa Bárbara = $3.7541 \text{ U}/\text{m}^3$**

9.3.2.6 COSTO DE ACARREO DEL MATERIAL ROTO HACIA LA PARRILLA DE LA CH-5276 EN LA CANTERA DE RELLENO SANTA BARBARA

Se trata de determinar el costo que demanda el traslado del material roto desde la base del segundo Banco hasta la parrilla de la CH-5276, empleando para ello un PayLoader (Cat-930), el mismo que trabaja mediante el sistema de contrata, en el trabajo de acarreo el PayLoader selecciona los "Bancos" para realizar voladura secundaria en forma masiva

Equipo : Cat - 930 (PayLoader)

- Capacidad de cuchara PayLoader = 1.72 m^3

Factor de llenado cuchara = 85%

- Volúmen Acarreado por Cuchara = $1.462 \text{ m}^3/\text{Viaje}$
(1.72×0.85)

- Ciclo Acarreo Pay Loader = 6.25 minutos/viaje

- Eficiencia Horaria = 90%

(En una Hora se tiene 90% Trabajo Neto)

- Nº de Viajes por Hora = Trabajo Neto/Ciclo Acarreo
= $(60 \times 0.90)/6.25$
= 8.64 viajes/Hr

- Volúmen Acarreado por Hora = $12.63 \text{ m}^3/\text{hr}$
($1.462 \text{ m}^3/\text{Viaje}$) x (8.64 Viajes/hr)
- Horas de Trabajo PayLoader por disparo = 125.157 Hrs
($1,580.74 \text{ m}^3/12.63 \text{ m}^3/\text{hr}$)
- Horas de Trabajo PayLoader (Escogido y Acomodo de Bancos) = 18.77 Hr
(15% de $125.157 \text{ Horas} = 18.77 \text{ horas}$)
- Horas Totales de Trabajo PayLoader por Disparo =
= 143.927 Horas
- Costo del PayLoader Cat-930 = $42.00 \text{ U\$/Hora}$
- Costo Total del PayLoader = $143.927 \times 42.00 =$
= $6,044.934 \text{ U\$}$
- Volumen Roto por Disparo = $1,580.74 \text{ m}^3/\text{Disparo}$

Costo Unitario de Acarreo Cat-930 = $3.8241 \text{ U\$/m}^3$
($6,044.934 \text{ U\$/1,580.74 m}^3$)

- Costo Mano de Obra Parrilleros
02 Hombres trabajan como parrilleros en la Ch-5276
(Cantera Santa Bárbara) en forma continua.
Tiempo requerido por parrilleros por dispa.= 125.157 hrs
($1,580.74 \text{ m}^3/12.63 \text{ m}^3/\text{Hr}$)
Trabajo Efectivo de Parrilleros por día = 6 Horas/día
(8 Horas/día) x 0.75
Nº de Días de Trabajo de Parrilleros = 20.8595 días
($125.157/6$)
Nº de Tareas Totales de Parrilleros = 41.719 Tareas
(2×20.8595)
- Costo Mano de Obra Parrilleros = $282.504 \text{ U\$}$
 $41.719 \times (4.18 \text{ U\$} + 62\%)$
Costo Unitario Mano de Obra Parrilleros = $0.1787 \text{ U\$/m}^3$
($282.504 \text{ U\$/1,580.74 m}^3$)
Costo Unitario Implementos de Seguridad Parrilleros =
= $0.00163 \text{ U\$/m}^3$

(ver ITEM 9.3.2.3 -F; llueve en la cantera)

Finalmente sumando tenemos
($3.8241 + 0.1787 + 0.00163 = 4.0044$)

**Costo Unitario Acarreo de Material Disparado Hacia
La Parrilla de la Ch-5276 en la Cantera Sta. Bárbara**
= $4.0044 \text{ U\$/m}^3$

9.3.2.7 COSTO DE REDUCCION DE TAMAÑO : TRITURACION DEL RELLENO CON LA CHANCADORA KUE-KENT EN EL NV-4315

El material de relleno preparado en la cantera Santa Bárbara mediante perforación y voladura, deberá ser triturado para reducir el tamaño de las partículas y obtener un cascajo de 3" de tamaño máximo.

La chancadora Kue-Kent (de 24"x 36") es alimentado por material de relleno acumulado en la Ch-5276; la misma que es abastecida de material mediante el Pay Loader Cat-930.

De acuerdo a lo observado en el trabajo diario, la producción de la chancadora Kue-Kent es mayor en comparación con la alimentación del Pay Loader Cat-930 (sólo una parte necesita chancado), ello se comprueba por las continuas paralizaciones de la chancadora (falta de carga).

- Volumen roto por disparo = 1,580.74 m³
Voladura secundaria = 232.462 m³ de Bancos (14.7%)
(12.7% no pasa; 2% pasa)
- No necesita voladura secundaria = 1,348.278 m³ (85.3%)
(55.3% no pasa, 30% pasa)
- Volumen que necesita chancado = 1,074.90 m³
((12.7% + 55.3%) x 1,580.74 m³)
- Componentes del Flujo de Alimentación (12.63 m³/hr)

Produc. Cat-930 = Produc.(Kue-Kent) + (pasa la criba)

Producción Cat-930 = Chancado (no pasa) + pasa la criba
12.63 m³/hr = 8.5884 m³/hr + 4.0416 m³/hr

100% = 68% + 32%

Horas de Operaciones neta de la Chancadora Kue-Kent -
= 125.157 Hr

(1,074.90 m³/8.5884 m³/hr) = 125.157 horas

Producción Máxima de la Chancadora Kue-Kent =
= 11.5741 m³/hr

% de utilización de la chancadora Kuet-kent = 74.2%
((8.5884/11.5741) x 100 = 74.2%)

- Tipos de Potencia : Energía Eléctrica Planta Chancado
Potencia del Motor Eléctrico Chancadora Kue-Kent=37 kw
Potencia del Motor eléctrico zaranda vibratoria=7.5 kw
Total Potencia Instalada Planta Chancado = 44.5 kw
Potencia Activa = Potencia Teórica x Factor de Potenc.

Factor de potencia = varia en el rango (0.7 - 0.95)

Potencia Activa = $44.5 \text{ kw} \times 0.95 = 42.75 \text{ kw}$

Potencia Reactiva = 14.051 kvar

$42.75 \times \tan(\arccos 0.95)$

Consumo de Energía Eléctrica : Durante el mes de marzo de 1,988 el consumo de energía es como sigue

Energía Activa = $5,350.462 \text{ Kw-Hr}$

$(42.75 \text{ kw} \times 125.157 \text{ hr})$

Energía Reactiva = $1,756.078 \text{ kvar-hr}$

$(14.031 \text{ kvar} \times 125.157 \text{ hrs})$

Costos de Energía Eléctrica = $207.363 \text{ U\$}$

Energía Activa = $61.731 \text{ U\$}$

$(0.00923 \text{ U\$/kw-hr}) \times 1.25 \times 5,350.462 \text{ kw-hr}$

Energía Reactiva = $10.383 \text{ U\$}$

$(0.000473 \text{ U\$/kvar-hr}) \times 1.25 \times 1,756.078 \text{ kvar-hr}$

Máxima Demanda = $135.249 \text{ U\$}$

$(2.53097 \text{ U\$/kw-mes}) \times 1.25 \times 42.75 \text{ kw-mes}$

$(61.731 + 10.383 + 135.249 = 207.363 \text{ U\$})$

- Costo Unitario Energía Eléctrica = $0.1929 \text{ U\$/m}^3$
 $(207.363 \text{ U\$/}1,074.90 \text{ m}^3)$

- Costo Mano de Obra Chancadora (un hombre) = $141.256 \text{ U\$}$

Volumen de relleno a triturar = $1,074.90 \text{ m}^3$

Producción de chancadora = $8.5884 \text{ m}^3/\text{hr}$

Horas de Chancado Neto por Día = 6 Horas/Día

$(8 \text{ Horas/Día} \times 0.75)$

Nº de tareas en chancado = 20.86 días

$(1,074.90 \text{ m}^3/8.5884 \text{ m}^3/\text{hr})/6 \text{ Hrs/día}$

Costo Mano de Obra Chancado = $141.256 \text{ U\$}$

$1 \times 20.86 \times (4.18 \text{ U\$} + 62\%)$

- Costo Unit. Mano de Obra Chancadora = $0.1314 \text{ U\$/m}^3$
 $(141.256 \text{ U\$/}1,074.90 \text{ m}^3)$

- Costo Unitario Imple. de Seguridad = $0.00057 \text{ U\$/m}^3$
 (Ver ITEM 9.3.2.3-F no considerar ropa de agua)

- Costo de Repuestos y Mantenimiento de los Equipos de la Planta de Relleno Chancado en Santa Bárbara.

De acuerdo a las estadísticas del Departamento de Mantenimiento Mina de Atacocha tenemos

En 12 meses de operación se gastó en repuestos

(Forros, Ejes, Rodajes, Volantes, Asientas, Grasas, Soldadura, Fusibles, Etc.) Aproximadamente $1,680 \text{ U\$}$

Mano de Obra en Mantenimiento aproximadamente:150
tareas en un lapso de 12 meses.

Costo Repuestos = 1,680 U\$/año

Costo Mano de Obra = 1,854.394 U\$/año

1 Maestro Mecánico = 1,002.375 U\$

75 x (247.5 U\$/30) x 1.62

1 Ayte Mecánico = 852.019 U\$

75 x (210.375 U\$/30) x 1.62

Volúmen triturado en un año = 29,416.032 m³

((43,259/1,580.74) x 1,074.90)

- Costo Unitario Repuestos y Mantenimiento Kue-Kent y
Otros = 0.12015 U\$/m³

(1,680 + 1,854.394) U\$/29,416.032 m³

Finalmente sumando los costos unitarios tenemos

(0.1929 + 0.1314 + 0.00057 + 0.12015)

Costo Unit. de reduc. de tamaño (tritur.)= 0.44502 U\$/m³

9.3.2.8 COSTO DE DISTRIBUCION DEL RELLENO A CHIMENEAS

Se trata de determinar el costo de la distribución del relleno chancado desde la Ch-5276B (NV-4287) hasta las chimeneas con salida directa a superficie : Ch-5305 (ST-97), Ch-5261 (West Pass Sección 4: stopes parte baja), ch-855 (West Pass Sección 2), para efectos del presente trabajo, sólo determinaremos el costo de distribución mediante volquetes hasta las chimeneas Ch-5305 (St-97) y Ch-855 (West Pass : Sección 2).

A) costo de distribucion a la ch-5305 (st-97)

- Ciclo del Volquete(de Ch-5276B a Ch-5305)= 9 min/viaje

- Eficiencia Horaria del volquete = 75

- Nº de viajes por hora = 5 viajes/hora

((60 x 0.75 minutos/hrs)/9 minutos/viaje)

- Peso Transportado = 8 tms

(Promedio de varias pesadas del material)

- Peso específico caliza = 2.7 tms/m³

- Factor de Esponjamiento = 36%

- Volúmen sin romper (transportado) = 2.9629 m³

(8 tms/2.7 tms/m³)

- Volumen roto transportado (esponjado) = 4.029 m³/Viaje

(2.9629 m³ x 1.36)

Volumen Transportado por hora = 20.145 m³/hr

(5 viajes/hrs) x 4.029 m³/viaje

- Costo Horario del Volquete (contrata) = 23.00 U\$/hr
- Horas de Transporte por Disparo = 78.468 horas
(1,580.74 m³/20.145 m³/hr)
- Costo de Distribución por Disparo = 1,804.764 U\$
(23.0 U\$/hr) x 78.468 hr

Costo Unitario Distribución de Relleno

Chancado a la Ch-5305 (St-97) = 1.1417 U\$/m³
(1,804.764 U\$/1,580.74 m³)

B) costo de distribución a ch-855 (west pass: sección 2)

Ciclo del Volquete (de Ch-5276B a Ch-855) = 35 min/viaje

- Eficiencia Horaria del Volquete = 75%
- Nº de Viajes por hora = 1.29 viajes/Hr
(60 x 0.75 minutos/Hr)/35 minutos/viaje
- Volumen Roto Transportado (esponjado) = 4.029 m³/Viaje
- Volumen Transportado por Hora = 5.2 m³/hr
(1.29 viajes/Hr) x 4.029 m³/Viaje
- Costo Horario del Volquete (contrata) = 23.0 U\$/hr
- Faltante de relleno para sección 2 = 9,125 m³/año (*)
(*) es lo que falta para completar
(La Cantera San Gerardo no produce suficiente relleno)

- Costo Unitario Distribución de Relleno

Chancado a la Ch-855 (West Pass Secc.2) = 4.4231 U\$/m³
(23.0 U\$/hr/5.20 m³/hr)

Aparte : Costo Unitario Distribución Relleno Chancado
en el NV-4192 (Interior Mina) desde Ch-855 a
Ch-535 = 4.423 U\$/M³

Finalmente tenemos :

Costo Unitario Distribución de Relleno Chancado a
Ch-5305 (St-97) = 1.1417 U\$/m³

Costo Unitario Distribución de Relleno Chancado a Ch-855
(sección 2) = 4.4231 U\$/m³

9.3.2.9 COSTO DE ACOMODO DEL RELLENO CHANCADO EN EL STOPE ST-97

Se trata de determinar el costo de acomodo del relleno chancado en el stope St-97 (NV-4154) utilizando Scoop-Tram electrohidráulico de 2.2 Yd³ de capacidad, marca Jarvis Clark Modelo JARCO SCOOP 220E

A) costo horario de propiedad

- Precio FOB del Equipo (Canada) -- 114,542 U\$ (año 1988)
- Flete, Obligaciones, Derecho de Entrada, Seguros, Transporte, Etc. = 17,012 U\$
- Precio de Entrega (en Mina) = 131,554 U\$
- Menos Costos Neumáticos = 1,019 U\$
- Valor Neto a ser Depreciado = 130,535 U\$
- Horas de Operación al Año = 2,550 Hrs/año
- Período de Depreciación (8 años) = 20,400 Hrs
- Depreciación = (130,535 U\$/20,400hr) = 6.398 U\$/Hr.
- Intereses =
- = (Precio de Entrega x Interés x Fct.Inv)/(Horas Oper.Año)
- i = 9.4% (Año 1988); Fct.Inv = (8 + 1)/2x8 = 9/16
- Intereses = (131,554 U\$) x (9.4%) x (9/16)/2,550 hrs
- Intereses = 2.728 U\$/hr

Luego sumando ambos Costos Horarios tenemos

$$(6.398 + 2.728 = 9.126 \text{ U\$/hr})$$

Costo Horario de Propiedad = 9.126 U\$/Hr

B) costo de operación

1) Costo de Consumo de Energía Eléctrica (marzo 1988)

Motor Principal = 85 hp

Motor Ventilador = 1 hp

Potencia Teórica = 86 hp (64.213 kw)

Potencia Activa = 64.213 x 0.95 = 61.002 kw

Potencia Reactiva = 61.002 x 0.3287 = 20.051 kvar

Horas de Trabajo Marzo 1988 = 213 Horas

Energía Activa = 149.912 U\$

(0.00923 U\$/kw-hr) x 1.25 x 213 hr x 61.002 kw

Energía Reactiva = 25.251 U\$

(0.00473 U\$/kvar) x 1.25 x 213 Hr x 20.051 kvar

Máxima Demanda = 192.993 U\$

(2.53097 U\$/kw-mes) x 1.25 x 61.002 kw-mes

Luego sumando tenemos

$$(149.912 + 25.251 + 192.993 = 368.156 \text{ U\$})$$

Costo horario energía eléctrica = 1.728 U\$/hr

$$(368.156 \text{ U\$/213})$$

2) Costo de Reparación y Mantenimiento Preventivo

En el período de un año (12 meses), se gastó 6.630 U\$ en repuestos y mantenimiento preventivo, según ello

Costo horario reparación y

mantenimiento preventivo..... = 2.600 U\$/hr

$$(6,630 \text{ U\$/2,550 hrs} = 2.600 \text{ U\$/hr})$$

3) Costo de Operador (1 Hombre)

$((1 \times 4.26 \text{ U\$/día})/8 \text{ hrs/día}) \times 1.62 = 0.8626 \text{ U\$/hr}$

Costo horario operador = 0.8626 U\$/hr

4) Costo Implementos de seguridad Operador del ITEM

9.2.1.3 - F (no considerar ropa de agua) tenemos

$((0.011326 \text{ U\$/m}^3) \times 26,500 \text{ m}^3/\text{año})/2,550 \text{ hrs/año}$

Costo horario implementos de seguridad = 0.1177 U\$/hr

5) Costo de Neumáticos

Costo de neumáticos = 1,019 U\$

Vida útil en horas (trabajo sobre cascajo) = 850 hrs

Costo horario neumáticos = $1,019/850 \text{ hr} = 1.199 \text{ U\$/hr}$

6) Costo de Reparación Neumáticos

Se considera el 5% del costo horario de neumáticos

Costo horario reparación neumáticos = 0.0599 U\$/hr

$$(0.05) \times 1.199$$

Finalmente sumando todos los costos horarios tenemos:

$(1.728 + 2.600 + 0.8626 + 0.1177 + 1.199 + 0.0599)$

Costo Horario de Operación = 6.5672 U\$/hr

Costo de propiedad y operación = 15.693 U\$/hr

$$(9.126 + 6.5672)$$

C) Performance del Scooptram Jarvis Clark JC-10

Jarcoscoop - 220E

Se trata de determinar el rendimiento del Jarcoscoop de 2.2 yd³ de capacidad, el mismo que trabaja en el acarreo y acomodo del relleno triturado en el St-97

- Promedio de transporte en distancia = 35 mts

- Ciclo de Acarreo = 2.86 minutos
 - Tiempo Promedio Carga y Descarga = 0.75 Minutos
 - Tiempo Promedio Maniobras = 0.89 Minutos
 - Tiempo Viaje con Carga = 0.67 Minutos
 - Tiempo Retorno Vacío = 0.55 Minutos
- Eficiencia Horaria (Ef) = 85 %
- Densidad (suelto) = $(2.7/1.36) = 1.985 \text{ tm/m}^3$ (Caliza)
- Capacidad de cuchara (cc) = $2.2 \text{ Yd}^3 = 1.76 \text{ m}^3$
- Factor de Carguio (f) = 80 %
- Disponibilidad Mecánica (DM) = 80 %
- Tiempo de Trabajo Efectivo por Hora = 40.80 Minutos
(60 Min x Ef x DM = $60 \times 0.85 \times 0.80 = 40.8$ Minutos)
- Nº de Viajes por Hora = 14.266 viajes/hr
(40.80 minutos/2.86 minutos)
- Volumen transportado por viaje = $1.408 \text{ m}^3/\text{viaje}$
($1.76 \times f$)
- Volumen de Relleno Acomodado por Hora = $20.0865 \text{ m}^3/\text{hr}$
($1.408 \text{ m}^3/\text{viaje} \times 14.266 \text{ viajes/hr}$)

Performance del ScoopTram JC-10 = $20.865 \text{ m}^3/\text{hr}$

Resumiendo

Costo de Propiedad y Operación ScoopTram = $15.693 \text{ U\$/hr}$

Performance del ScoopTram en el

acomodo de Relleno = $20.0865 \text{ m}^3/\text{hr}$

Costo Unitario de Acomodo del Relleno Chancado

Utilizando Scooptram Jarvis Clark JC-220E = $0.7813 \text{ U\$/m}^3$

($15.693 \text{ U\$/hr} / (20.0865 \text{ m}^3/\text{hr})$)

9.3.2.10 COSTO DE SUPERVISION

La supervisión de las diversas actividades unitarias desde la perforación y voladura en la cantera Santa Bárbara hasta el acomodo del relleno chancado en el stope es como sigue a continuación

A) caporales = 02 hombres (dia y noche)

Los caporales dedican 3.5 horas por guardia en la supervisión de los trabajos de relleno.

Costo Unitario Caporales = $0.08663 \text{ U\$/m}^3$

($2 \times (220.32 \text{ U\$/mes} \times 3.5/8) \times 1.62 / (43,259 \text{ m}^3/12 \text{ meses})$)

B) jefes de guardia = 02 ingenieros (día y noche)

Los Ingenieros dedican 2.5 horas por guardia en la supervisión de los trabajos de relleno.

Costo Unitario Ingenieros = $0.12077 \text{ U\$/m}^3$

$(2 \times (430 \text{ U\$/mes} \times 2.5/8) \times 1.62) / (43.259 \text{ m}^3/12 \text{ meses})$

Luego sumando tenemos : $(0.08663 + 0.12077)$

Costo Unitario de Supervisión = $0.2074 \text{ U\$/m}^3$

RESUMEN GENERAL DE COSTOS UNITARIOS :

- Depreciación de Inversión en Infraestructura, maquinaria y Equipo	=	1.9135	U\\$/m ³
- Intereses del Monto de Inversión.....	=	0.8094	"
- Perforación en la Cantera.....	=	1.2648	"
- Voladura en la Cantera.....	=	1.5545	"
- Manipuleo del Relleno en la Cantera (tractor D6D).....	=	3.7541	"
- Acarreo de Relleno a Parrilla con CAT-930.....	=	4.0044	"
- Reducción de Tamaño.....	=	0.4450	"
- Distribución de Relleno con Volquetes (Ch-5305).....	=	1.1417	"
- Acomodo de Relleno en el Stope con Scooptram.....	=	0.7813	"
- Supervisión.....	=	0.2074	"

	Sub-Total	=	15.8761 U\\$/m ³
	Imprevistos 2%		0.3175
	+ 5% Escalamiento		0.7938

Costo Unitario Relleno Chancado en Sección 4 = $16.9874 \text{ U\$/m}^3$

Costo Unitario Relleno Chancado en Sección 4 - $5.3086 \text{ U\$/tms(ore)}$

Costo del Relleno Chancado Producido en Santa Bárbara (sección 4) y utilizado para el relleno de stopes ubicados en sección 2

- Depreciación de Inversión en infraestructura, maquinaria y equipo.....	= 1.9135U\$/m ³
- Intereses del Monto de Inversión.....	= 0.8094 "
- Perforación en la Cantera.....	= 1.2648 "
- Voladura en la Cantera.....	= 1.5545 "
- Manipuleo del Relleno en la Cantera (tractor DGD).....	= 3.7541 "
- Acarreo de Relleno a Parrilla con CAT - 930	= 4.0044 "
- Reducción de tamaño (trituración).....	= 0.4450 "
- Supervisión	= 0.2074 "
- Distribución de Relleno con Volquetes a Ch-855 (secc.2).....	= 4.4231 "
- Transporte y Distribución de Relleno en NV-4192	= 0.4185 "
- Distribución de Relleno en NV-4149	= 0.3413 "
- Acomodo de Relleno en el Stope con Scraper Eléctrico	= 1.3981 "
- Mantenimiento West Pass (Ch535 y CH855)	= 0.0584 "

Sub-Total	20.5925U\$/m ³
Imprevistos 2%	0.4118 "
5% Escalamiento	1.0296 "

Costo Unitario Relleno Chancado en Stopes de Sección 2 = 22.0339 U\$/m³

Costo Unitario Relleno Chancado en Stopes de Sección 2 = 6.8856 U\$/tms(ore)

RESUMEN GENERAL DEL CAPITULO IX

COSTOS INICIALES:

Costo del relleno hidráulico en sec.3	=	1.1254 U\$/tm-ore
Costo del relleno mecánico en sec.2	=	4.2079 U\$/tm-ore
Costo del relleno chancado en sec.4	=	5.3068 U\$/tm-ore
Costo del relleno chancado(sec.4) en seccion 2	=	6.8856 U\$/tm-ore

El periodo de preparación para los tres casos es como sigue:

1) La infraestructura del relleno hidráulico actual para sección 3 : 1,979 + 8 años = 1,987 (noviembre); año en que fenece la depreciación

2) Infraestructura del relleno mecánico actual para sección 2 1,982 + 8 años = 1,990(diciembre); año en que fenece la depreciación

3) Infraestructura del relleno chancado actual para sección 4: 1,982 + 8 años =1,990(diciembre); año en que defenece la depreciación

Según lo anterior tenemos:

- Costo del R/H en sec. 3(julio 1988)	=	0.6089 U\$/tm-ore
(1.67444 - 0.48398 - 0.28438) x 1.07 x (2.01/3.2)		
- Costo del relleno mecánico en sección 2 (julio 1988).....	=	4.2079 U\$/tm-ore
- Costo del relleno chancado en sección 4 (julio 1988)	=	5.308 U\$/tm-ore
- Costo del relleno chancado(sección 4) en sección 2 (julio 1988).....	=	6.8856 U\$/tm-ore

**Cuando la inversión ha sido depreciado totalmente
tenemos:**

- Costo del R/H en sección 3	=	0.6089 U\$/tm-ore
Costo del relleno mecánico en sec.2	=	3.8026 U\$/tm-ore
Costo del relleno chancado en sec.4	=	4.3981 U\$/tm-ore
- Costo del relleno chancado (sección 4) en sección 2	=	5.9751 U\$/tm-ore

COSTO PROMEDIO DEL RELLENO
MINA ATACOCHA(1988)

Sec.	Produc. (Tms/año)	Costo Relleno (U\$/Tm-ore)	Tipo Relleno	Monto Total (U\$)
2	109,128	3.8026	mecánico	414,970.133
2	36,864	5.9751	chancado	220,226.086
3	358,860	0.8069	hidráulico	218,509.811
4	135,468	4.3981	chancado	595,801.811
TOTAL	640,468	2.2638	mixto	1'449,547.884

CAPITULO X

CONSIDERACIONES ECONOMICAS DE LAS RUTAS EVALUADAS Y SUS RESPECTIVAS ALTERNATIVAS EN EL DISEÑO DE EQUIPOS DISEÑO FINAL

10.0 COMENTARIO

En este capítulo se realizará el análisis de costos de las alternativas evaluadas técnicamente en el capítulo 9. De acuerdo a los resultados obtenidos al evaluar las diferentes alternativas (en dos rutas: 06 alternativas en el diseño de equipos versus ubicación de la 2da estación de bombeo), se puede concluir que muchas de ellas son coincidentes en el modelo y tamaño de los equipos seleccionados (bomba y motor eléctrico); para poder determinar el diseño final, previamente realizaremos un análisis cualitativo de todas las alternativas evaluadas técnicamente.

**TABLA 10.1: RESUMEN DE LA EVALUACIÓN TÉCNICA
DE RUTAS ALTERNATIVAS
(SELECCION DEL MODELO Y TAMAÑO DE EQUIPOS)**

ITEM		ESTACION Nº1 (CHICRIN)		ESTACION Nº 2		
		MODELO BOMBA(S)	TAMAÑO MOTOR ELECTRICO	UBICACION 2ªESTACION	MODELO DE BOMBA	TAMAÑO MOTOR ELECTRICO
R U T A Nº4	Alter Nº1	B0 Mars(H-225)	760 Kw	NV-3900	B1 Mars(H-180S)	350 Kw
	Alter Nº2	B2 Mars(H-180S)	350 Kw	NV-3900	B4 Mars(H-180S)	350 Kw
		B3 Mars(S-180)	550 Kw			
	Alter Nº3	B5 Mars(H-180S)	350 Kw	NV-3775	B7 Mars(H-180S)	385 Kw
		B6 Mars(H-180S)	300 Kw			
	R U T A Nº5	Alter Nº1	B8 Mars(H-225)	760 Kw	NV-3900	B9 Mars(H-180S)
Alter Nº2		B10 Mars(H-180S)	350 Kw	NV-3900	B12 Mars(H-180S)	350 Kw
		B11 Mars(H-180)	550 Kw			
Alter Nº3		B13 Mars(H-180S)	350 Kw	NV-3780	B15 Mars(H-180S)	390 Kw
		B14 Mars(H-180S)	300 KW			

Realizando el análisis cualitativo de la tabla 10.1 esta se puede reducir sólo a tres opciones (por igualdad en el diseño de equipos):

Ruta Nº4 Alter. Nº1 = Ruta Nº5 - Alter Nº1 (I)

Ruta Nº4 Alter. Nº2 = Ruta Nº5 - Alter Nº2 (II)

Ruta Nº4 Alter. Nº3 = Ruta Nº5 - Alter Nº3 (III)

Considerando la igualdad en el diseño de equipos tenemos:

Planta de Relleno Hidráulico N°1 (Chicrín)

B0 (H - 225)= 760 kw (I)

B2 (H - 180S)= 350 Kw ; B3 (S-180)= 550 Kw (II)

B13 (H - 180S)= 350 Kw ; B14 (H - 180S)= 300 Kw (III)

Planta de Relleno Hidráulico N°2 (Interior Mina)

B1 (H - 180S)= 350 Kw (I)

B4 (H - 180S)= 350 Kw (II)

B15 (H - 180S)= 390 Kw (III)

Analizando las tres opciones:

OPCION N°I = Se selecciona para el análisis de costos (Ruta N°4 - Alternativa N°1)

OPCION N°II = Se desecha debido a diferentes modelos de las bombas, además el modelo S-180 no es muy común en minas del Perú fundamental para el intercambio de repuestos.

OPCION N°III = Se selecciona para el análisis de costos (Ruta N°5 - Alter N°3)

Nota: Los modelos H-225 y H-180S: son muy comunes en Minas del Perú.

10.1 ANALISIS ECONOMICO DE LA RUTA 4 - ALTERNATIVA N°1

Se trata de determinar el costo unitario que demanda el relleno de las labores de las secciones 2, 3 y 4 respectivamente.

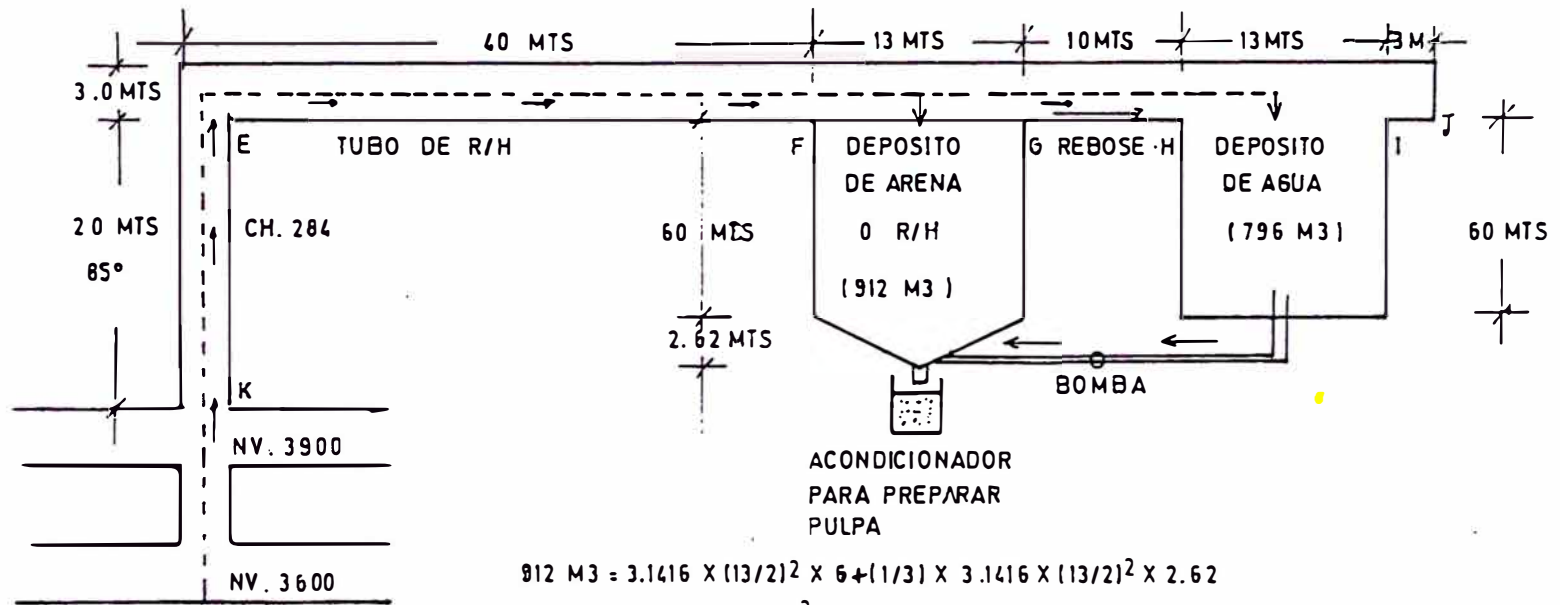
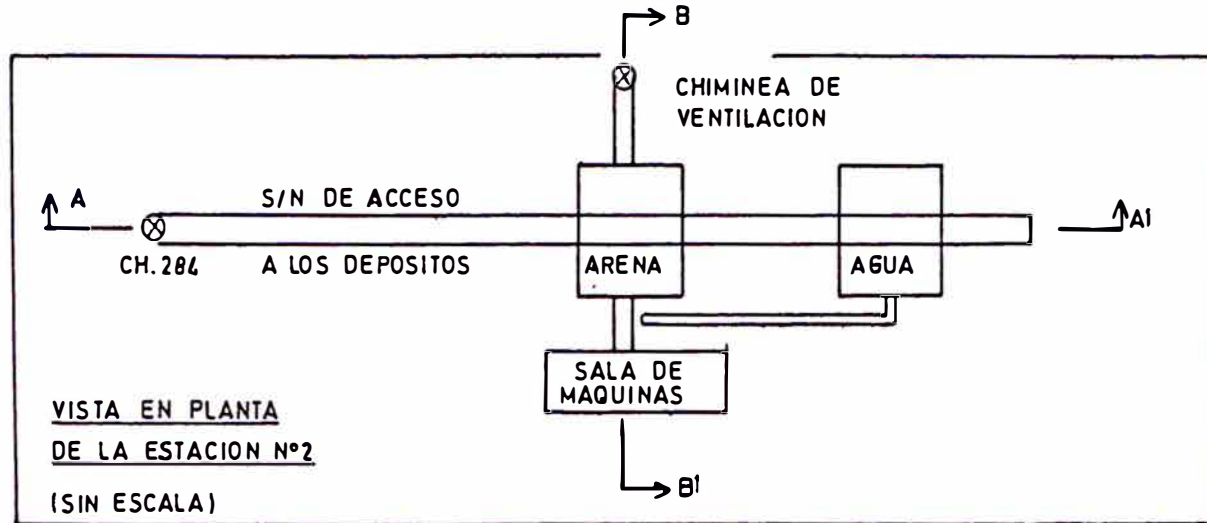
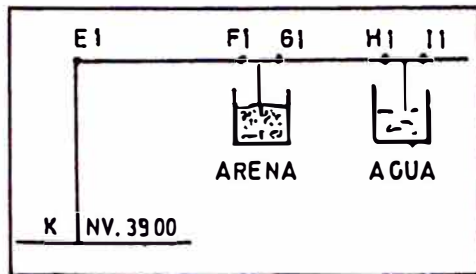
En la Planta de Relleno Hidráulico N°1 ubicado en Chicrín se debe construir un tanque de fierro en elevación de 1,080 m³ de capacidad, en dicho tanque se almacenará las arenas gruesas del relave de la Planta concentradora, en el NV-3900 (interior mina) se debe construir la segunda estación de bombas o planta de relleno hidráulico N°2 que consta de:

- Sala de máquinas (bomba, motor eléctrico, tanque de presión, etc).

Una caverna o depósito (912 m³ de capacidad para almacenar arenas gruesas enviado desde la planta de relleno hidráulico N°1.

- Una caverna o depósito (796 m³ de capacidad) para el almacenaje de agua necesario para preparar la pulpa y

FIGURA 10.2(1): DISEÑO DE LA ESTACION DE BOMBEO Nº 2 (INTERIOR MINA)



$$912 \text{ M}^3 = 3.1416 \times (13/2)^2 \times 6 + (1/3) \times 3.1416 \times (13/2)^2 \times 2.62$$

$$796 \text{ M}^3 = 3.1416 \times (13/2)^2 \times 6$$

FIGURA 10.2(2): DISEÑO DE LA ESTACION DE BOMBEO Nº 2 (INTERIOR MINA)

DETALLE EN LA SECCION B-B'

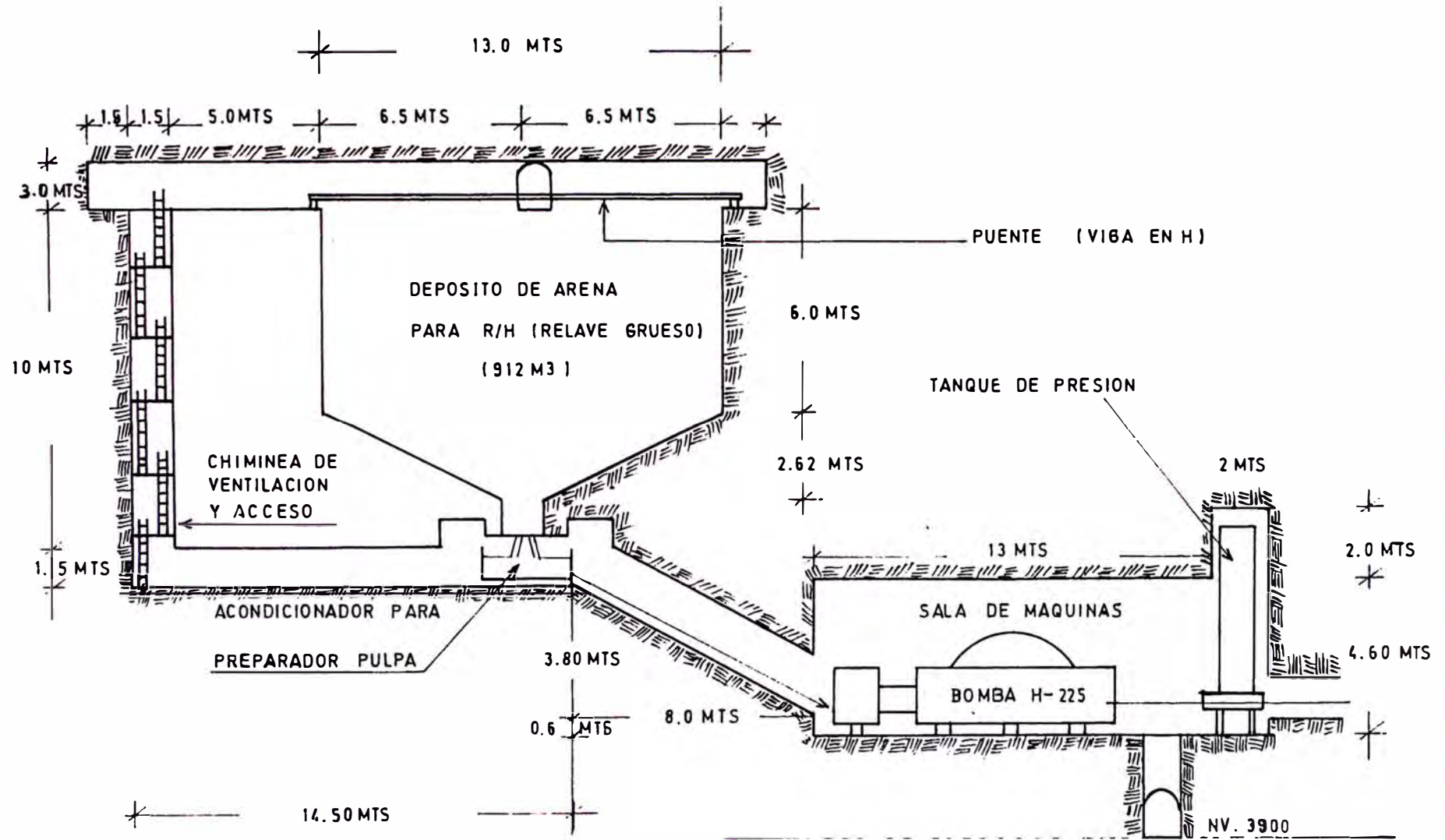
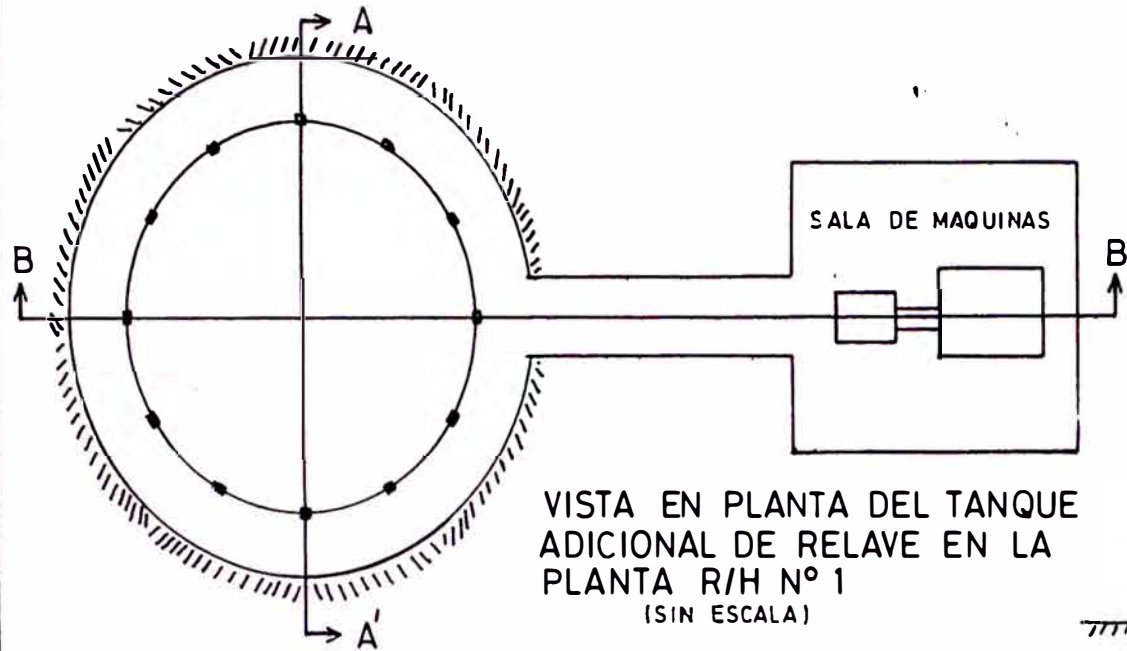
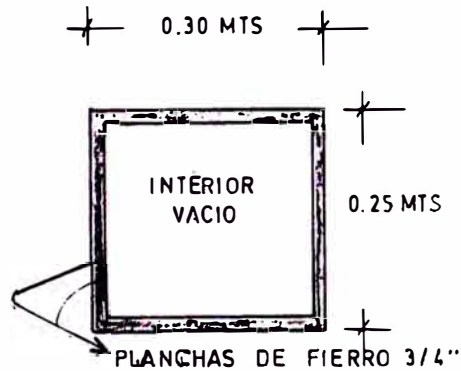


FIGURA 10.2(3): TANQUE ADICIONAL PARA EL ALMACENAMIENTO DE RELAVE GRUESO EN LA PLANTA DE RELLENO HIDRAULICO N° 1 (CHICRIN)



DETALLE EN LA SECCION C - C'



DETALLE EN LA SECCION A - A

TANQUE DE FIERRO CONSTRUIDO CON PLANCHAS DE ACERO APOYADO SOBRE 12 COLUMNAS DE ACERO

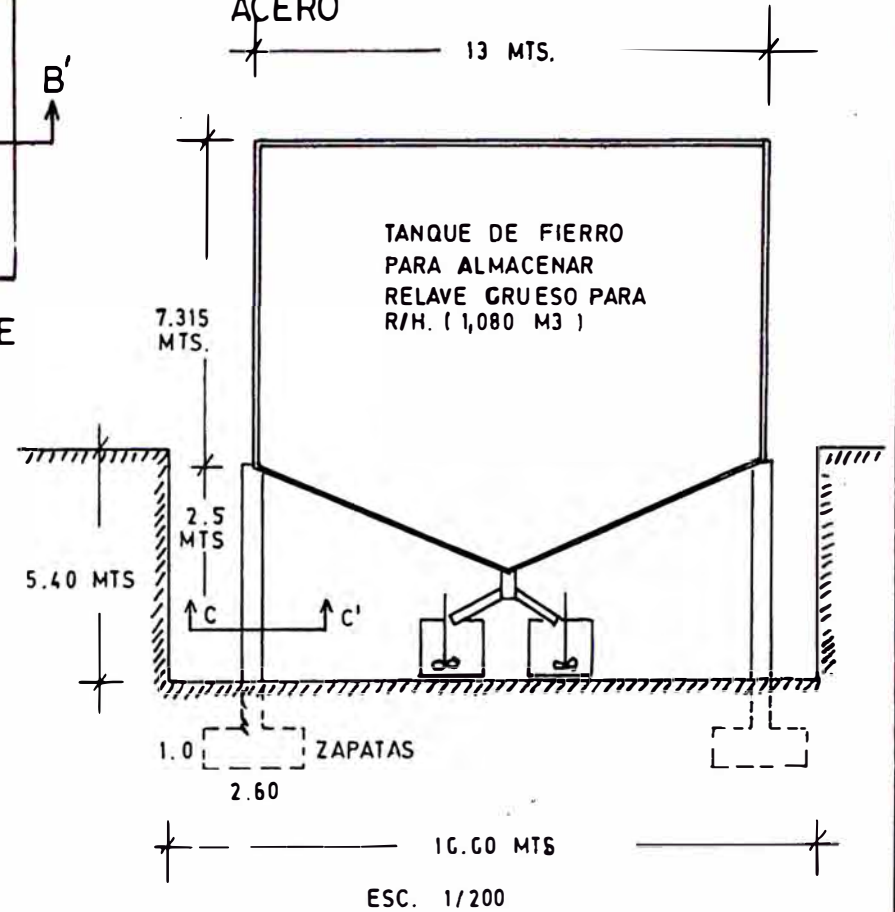
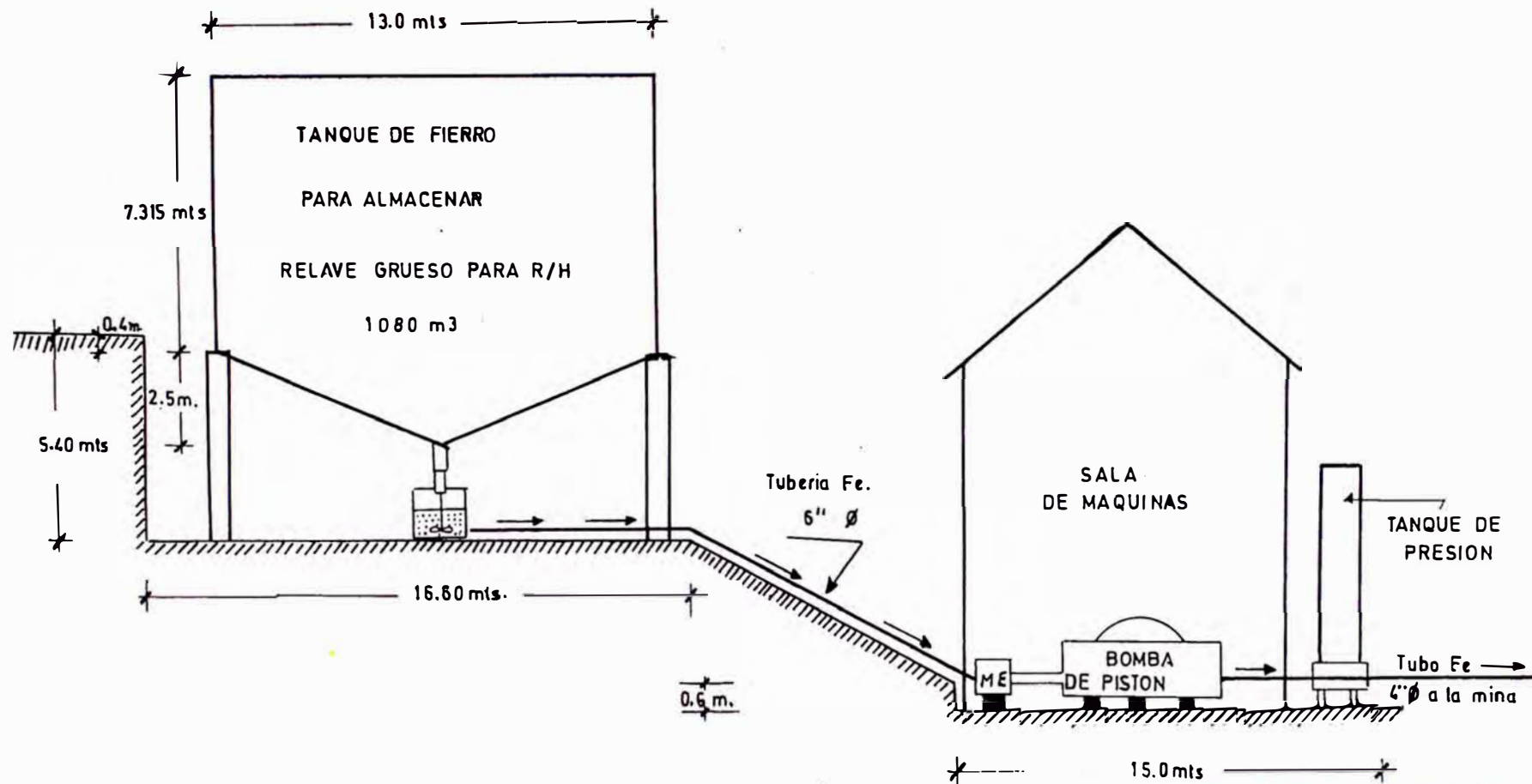


FIGURA 10.2(4) : TANQUE ADICIONAL PARA EL ALMACENAMIENTO DE RELAVE GRUESO EN LA PLANTA DE RELLENO HIDRAÚLICO N°1 (CHICRIN)
DETALLE EN LA SECCION B-B'



también para desatoro de tubería de relleno en caso de ser necesario.

- Otros (instalaciones eléctricas)

Para una mejor visualización ver fig. 10.1 y 10.2

10.1.1 COSTO DE INVERSION EN OBRAS CIVILES, LABORES MINERAS, MAQUINARIA Y EQUIPO, EN LAS PLANTAS DE RELLENO HIDRAULICO Nº1 Y Nº2 - RED DE TUBERIAS

Se trata de determinar el valor de las diferentes obras a ejecutarse las mismas que son necesarias para el relleno de las secciones 2, 3 y 4 respectivamente, a continuación se detalla los diferentes rubros de la inversión a realizar.

A) Construcción de un tanque adicional en la planta de relleno hidráulico Nº1

Se trata de calcular el monto de la inversión que demanda la construcción de un tanque (fierro) en elevación de 1,080 m³ de capacidad:

- Estudios de Factibilidad	12,000.00	U\$
Excavación zapatas 800 m ³ (1,200 tareas x 4.11 U\$/tarea x 1.62)	7,989.00	"
- Encofrado y zapatas (360 tareas x 4.11 U\$/tarea x 1.62)	2,396.95	"
- Armado tanque acero (720 tareas x 4.11 U\$/tarea x 1.62)	4,793.90	"
- Planchas de acero (+25%) 10.168 m ³ x 20,894 U\$/m ³	265,562.74	"
- Soldaduras diversas 800 kgs x 2.5 U\$/kg	2,000.00	"
- Cemento 350 bolsas x 2.7 U\$/bolsa	945.00	"
Arena Gruesa 180 m ³ x 4.11 U\$/m ³	739.80	"
Hormigón 120 m ³ x 4.16 U\$/m ³	499.20	"
- Piedra Mediana 60 m ³ x 6.92 U\$/m ³	415.20	"
Piedra chancada 62 m ³ x 8.48 U\$/m ³	525.76	"
- Rolado planchas de Acero (80 tareas x 3.68 U\$/tarea x 1.62)	476.93	"
- Alambre negro Nº8 y 16 (300 Kgs x 0.936 U\$/kgs)	280.80	"
- Clavos de alambre 400 kgs x 1.607 U\$/kgs	642.80	"
- Concreto Pre-mezclado para zapatas (210 kgs /cm ²)	11,140.25	"

(220 m ³ x 40.51 U\$/m ³) x (1 + 25%)		
- Alquiler de bomba para evacuar agua (250 m ³ x 5.2 U\$/m ³)	1,300.00	"
- Fierro de construcción:		
1" x 30'(80 varillas x 11.28 U\$/varilla)	902.40	"
3/4" x 30'(80 varillas x 9.78 U\$/varilla)	782.40	"
3/8" x 30'(120 varillas x 2.60 U\$/varilla)	312.00	"
1/4" x 30'(40 varillas x 0.936 U\$/varilla)	37.44	"
- Evacuación del desmonte de excavación:		
Cargador frontal: 20 hrs x 24.62 U\$/hr	492.40	"
Volquetes : 220 hrs x 8.60 U\$/hr	1,892.00	"
- Supervisión (maestro obra + ingeniero jefe obra)		
Excavación (4 meses x 380 U\$/mes + 4 meses x 460 U\$/mes)	3,360.00	"
Encofrado y zapatas (2 meses x 500 U\$/mes + 2 meses x 600 U\$/mes)	2,200.00	"
- Armado tanque de acero (3 meses x 500 U\$/mes + 3 meses x 1,200 U\$/mes)	5,100.00	"

SUB-TOTAL	326,787.81	U\$
+ 10% Imprevistos	32,678.78	"
+ 15% Ganancia Contratista	49,018.17	"

TOTAL INVERSIÓN	408,484.76	U\$

B) Construcción de dos tanques para agitar pulpa

Se trata de determinar el monto de la inversión que ocasiona la construcción de dos tanques agitadores (de 3.18 m³ c/u). Los mismos que servirán para preparar la pulpa a una determinada densidad.

- Tanque agitador (1.5 Mts ø y 1.8 Mts Alto):		
Plancha de Acero 1/4"	1,725.00	U\$
Soldadura (10 KGS x 2.5 U\$/KGS)	25.00	"
Malla de división	30.00	"
Asiento Motor viga en "H" (usado)	20.00	"
- Motor eléctrico (18 HP)	1,500.00	"
- Faja, arrancador, polea, etc	800.00	"
- Eje, polea rodajes, paleta de agitación	1,000.00	"
- Mano de obra:		
Cortar plancha, rolado, armado tanque (soldar)	200.00	"

(30 tareas x 4.11 U\$/tarea x 1.62)	
Instalación agitador en conjunto	300.00 "
Tubo 10" ø salida de tanque (en Y)	
válvula pinch, prensa, etc	500.00 "

Sub total	6,100.00 U\$
+ 10 % Imprevistos	610.00 "

Valor de un agitador en operación	6,710.00 "
Total inversión en 02 agitadores	13,420.00 U\$

C) Construcción de bases para la bomba B0 (H-225) y su respectivo motor eléctrico - tanque de presión

Se trata de calcular el monto de la inversión que ocasiona la construcción de las bases para todos los componentes de la bomba volumétrica (B0)

- Excavación (250 m ³), evacuación desmonte, etc (180 tareas x 4.11 U\$/tarea x 1.62)	1,200.00 U\$
- Fierro construcción :	
5/8" x 30' (20 varillas x 7.23 U\$/varilla)	144.60 U\$
1/2" x 30' (10 varillas x 4.26 U\$/varilla)	42.60 U\$
3/8" x 30' (20 varillas x 2.60 U\$/varilla)	52.00 U\$
- Alambre negro N ^o 16 (50 kgs x 0.936 U\$/kgs)	46.80 U\$
- Clavos de alambre (40 kgs x 1.607 U\$/kgs)	64.28 U\$
- Concreto pre-mezclado (210 kgs/cm ²) 120 m ³ x 40.51 U\$/m ³ x (1 + 25%)	6,076.50 U\$
- Arena gruesa 25 m ³ x 4.11 U\$/m ³	102.75 U\$
Hormigón 25 m ³ x 4.16 U\$/m ³	104.00 U\$
Cemento 180 bolsas x 2.7 U\$/Bolsa	486.00 U\$
- Mano de obra:	
Armado de fierro en zapatas (40 tareas x 4.11 U\$/tarea x 1.62)	266.328 U\$
Encajonado con tablas para vaciado concreto	79.398 U\$
(12 tareas x 4.11 U\$/tarea x 1.62)	
Vaciado concreto pre-mezclado (210)	399.492 U\$
(60 tareas x 4.11 U\$/tarea x 1.62)	
Vaciado de concreto simple (costados)	266.328 U\$
(40 tareas x 4.11 U\$/tarea x 1.62)	
- Supervisión (Maestro Obra + Ing. jefe de Obra)	
Excavación	340.00 U\$

(1 mes x 380 U\$/mes + 1 mes x 460 U\$/mes)	
Armado fierros zapatas, vaciado concreto	252.00 U\$
((9/30)mes x 380 U\$/mes + (9/30)mes x 460 U\$/mes)	
<hr/>	
SUB-TOTAL	10,423.576 U\$
+ 10 % Imprevistos	1,042.357 U\$
+ 15 % Ganancia Contratista	1,563.536 U\$
<hr/>	
TOTAL DE INVERSION	13,029.469 U\$

**D) Adquisición de la bomba (B0) Volumétrica H-225
lote de repuestos**

De acuerdo a la cotización de la firma comercial andina industrial, representante en el Perú de Mitsubishi Metal Corporation que fabrica las bombas MARS tenemos:

- Una bomba MARS modelo H-225	448,862 U\$ FOB (Tokio)
Flete marítimo (5%)	22,443 "
Seguro (2%)	8,997 "
<hr/>	
SUB-TOTAL	480,282 U\$ CIF (Callao)
+ 12 % Ad-Valoren(Desaduanaje)	53,864 "
+ 3 % Transporte terrestre (a la mina), seguro	13,466 "
<hr/>	
PRECIO DE BOMBA (B0) H-225	547,612 U\$
- Lote de repuestos (20%)	109,522 "
<hr/>	
TOTAL INVERSION EN BOMBA (B0) H-225 + Lote Repuestos	657,134 U\$

**E) Adquisición del motor eléctrico para la
bomba(B0) H-225**

Igual que en el caso anterior tenemos (motor ASEA de rotor bobinado, potencia nominal 760 kw, 440 voltios, 60 Hz, 8 polos)

Un motor eléctrico(760 kw)	258,862 U\$ FOB (Tokio)
- Flete marítimo (5%)	12,943 "
- Seguro (2%)	5,177 "
<hr/>	
SUB-TOTAL	276,982 U\$ CIF (Callao)

- Desaduanaje(ad-valoren 12%)	31,063	"
- Transporte terrestre (a la mina), seguro(3%)	7,766	"

**TOTAL INVERSION MOTOR
ELECTRICO (760 KW) 315,811 U\$**

**F) Adquisición de tuberías y accesorios (red - planta
R/H Nº1)**

De acuerdo a la cotización de la firma comercial andina industrial para tuberías de acero al carbono que soportan grandes presiones, y sobre todo ofrecen una mayor duración a la abrasión y corrosión, parte de la red de tuberías (6" ø) de la mina es como sigue:

**F.1) Línea de tuberías (6" ø) desde la planta de relleno
hidraulico Nº1 hasta la planta de relleno
hidráulico Nº2 (NV-3900)**

- Longitud de tubería (1 + 25%)	4,177 mts (6"ø)
- Tubo 6"ø (sch-80) x 20'	26.04 U\$/mt(fob)
- Flete marítimo, seguro	6.38 "

SUB-TOTAL 32.42 U\$/mt(CIF)

- Ad-Valoren, T.Terrestre, seguro, etc 15%	4.86 "
---	--------

Precio Unitario en mina 37.28 U\$/mt

Sub-Total monto invertido: (4,177 mts x 37.28 U\$/mt)	155,719 U\$
+ 15% accesorios de tubería	23,358 "

Total monto invertido en F.1 179,077 U\$

**F.2) Línea de tubería (6"ø) desde la planta de relleno
hidráulico Nº1 a sección Nº3 con extensión a planta
de relleno hidráulico Nº2 (NV-3900)**

- Longitud de tubería (1+25%)	7,637 mts(6"ø)
- Precio unitario en mina tubo 6"ø (sch-80) x 20'	37.28 U\$ /mt

Sub-total monto invertido:

(7,637 mts x 37.28 U\$/mt)	284,707 U\$
+ 15% de accesorios de tubería	42,706 "

Total monto invertido en F.2	327,413 U\$
-------------------------------------	--------------------

G) Cable telefónico tipo 2x18AWG-DWT para acometida

Para lograr la comunicación a lo largo de toda la red de tubería de relleno hidráulico, se debe instalar cable telefónico entubado, en nuestro caso tenemos dos líneas de tuberías.

G.1) Línea telefónica desde B0 (planta R/H N°1) a sección N°3 con extensión a B1 (Planta R/H N°2)

- Longitud total = 6,107 x 85 % = 5,200 mts de cable de acometida

- Precio unitario cable acometida = 0.6194 U\$/mt

- Tubo (3/4") de fierro galvanizado = 16.40 U\$ (c/u)

Nota: cada tubo tiene 6 mts de longitud

- Inversión:

cable acometida	= 3,221 U\$
-----------------	-------------

(5,200 mts x 0.6194 U\$/mt)

tubo fe galvanizado	= 14,213 "
---------------------	------------

((5,200/6)mts x 16.4 U\$/tubo)

accesorios y otros 15%	= 2,132 "
------------------------	-----------

Total inversión en G.1	19,566 U\$
-------------------------------	-------------------

G.2) Línea telefónica desde B0(planta R/H N°1) a B1 (planta de R/H N°2)

- Longitud total = 3,367 mts de cable acometida
(366 + 2,561 + 190.5 + (199x1.25))

- Tubo fe galvanizado: hasta el NV-3775 (CH-284)
utiliza el mismo tubo del caso G.1 + 240 mts = 240 mts

- Inversión:

cable acometida	2,086 U\$
-----------------	-----------

(3,367 mts x 0.6194 U\$/mt)

tubo fe galvanizado	656 "
---------------------	-------

((240/6)x 16.40 U\$/tubo)

Accesorios y otros 15%	98 "
------------------------	------

Total inversión en G.2	2,840 U\$
-------------------------------	------------------

H) Mano de obra en instalaciones de redes tubería de relleno hidráulico y línea de teléfono

Se trata de determinar el monto de la inversión a realizar en mano de obra, para la instalación de las dos líneas de tubería de relleno hidráulico y líneas telefónicas.

Para una mejor evaluación, procederemos a cuantificar tomando en consideración las diferentes actividades unitarias que demanda el trabajo integral.

H.1 Instalación de tubería (6"Ø) desde la planta de R/H Nº1 hasta la planta de R/H Nº2 (ver las figuras 8.3 y 8.6)

1.- Tramo AB superficie (336 mts (61 tubos))	
Traslado y acomodo de tuberías	36 tareas
Preparar tubos curvos a medida	20 "
Preparar bases de fierro (torres)	60 "
Instalación de tuberías	90 "

Total Tareas (AB)

206 Tareas

2.- Tramo BC túnel 3600 (2,561 mts (427 tubos))	
- Perforación huecos para cáncamos	94 tareas
$((2561/3) \times 1.10/20) \times 2 = 94$	
- Construcción de cáncamos en herrería	125 "
$((2561/3) \times 1.10/15) \times 2 = 125$	
- Colocado de Cáncamos (con cemento)	104 "
$((2561/3) \times 1.10/36) \times 4 = 104$	
- Traslado y tendido de tubos	102 "
$(427/25) \times 6 = 102$	
- Instalación de tuberías	427 "
(incluye amarre)	
$((427 \text{ tubos}/8 \text{ tubos/día}) \times 8 \text{ tareas/día} = 427$	
- Instalación bridas (de 3 pernos)	12 "
cada 24 horas	
$((427/24)/3) \times 2 = 12$	
- Preparar tubos curvos	12 "
(ingreso A CH-284)	

Total tareas (BC)

876 Tareas

3.- Tramo CD CH-284 (315.5 mts + 20 mts = 56 tubos)

- Acondicionar chimenea (incluye tendido de cable 1"ø)			1,224 tareas
Entre NV-3600 y NV-3655 (4 tareas/día x 40 días)	-	160	tareas
- Entre NV-3655 y NV-3715 (4 x 38)	-	148	"
- Entre NV-3715 y NV-3775 (4 x 35)	=	140	"
- Entre NV-3775 y NV-3840 (4 x 90)	-	360	"
- Entre NV-3840 y NV-3900(D)(4 x 92)	-	368	"
- Entre NV-3900 (Punto D ó K) y punto E1 (4 x12)	=	48	"

Traslado de tuberías de superficie
a interior mina

44 tareas

- Al NV-3655 (11 tubos) (4 tareas/día x 2 días)	-	8	tareas
Al NV-3715(11 tubos)(4 x2)	-	8	"
Al NV-3775(10 tubos)(4 x2)	=	8	"
Al NV-3840(10 tubos)(4 x2)	=	8	"
Al NV-3900 (10 tubos + 4 tubos)(4x3)	-	12	"

Preparar tubos curvos a medida

63 tareas

- Entre NV-3600 y NV-3655 (6 curvas suaves) 3x4	-	12	tareas
Entre NV-3655 y NV-3715 (8 curvas ligeras) 3x4	-	12	"
- Entre NV-3715 y NV-3775 (4 curvas ligeras) 3x3	-	09	"
- Entre NV-3775 y NV-3840 (4 curvas ligeras) 3x3	-	09	"
- Entre NV-3840 y NV-3900 (4 curvas ligeras) 3x3	-	09	"
Entre NV-3900 (punto D ó K) y E1 (2 curvas especiales)3 x 4	-	12	"

Instalación de tuberías

432 tareas

Entre NV-3600 y NV-3655 (2x9) (3 arriba+4 en chimenea+2 soldando)x9 días	-	81	tareas
Entre NV-3655 y NV-3715 (2x8)	-	72	"

- Entre NV-3715 y NV-3775 (9x8)	=	72	"
- Entre NV-3775 y NV-3840 (9x10)	=	90	"
- Entre NV-3840 y NV-3900 (9x10)	=	90	"
- Entre NV-3900 (punto D ó K) y E1 (9x3)	=	27	"
Total tareas (CD)		1,763 tareas	

4.- Tramo E1I1 Subnivel de acceso a los depósitos subterráneos

- Acondicionar s/n E1I1 (perforación huecos para cáncamos, cáncamos, otros)		80	tareas
- Traslado de tuberías desde superficie a interior mina (NV-3900)		15	"
- Subir tubos(74 mts/3 mts = 25 tubos) al S/N E1I1 (6 x (25/3))		50	"
- Subir herramientas (llaves, accesorios y otros)		4	"
- Instalación tubo R/H en S/N E1I1		32	"
- Colocación de válvulas y otros de descarga		12	"
Total tareas (E1I1)		193 tareas	

Resumiendo tenemos:

Tramo AB	206	tareas
Tramo BC	876	"
Tramo CD	1,763	"
Tramo E1I1	193	"
Sub-total	3,038	tareas
+ 10% Imprevistos	304	"

Total de tareas en la ejecución de H.1 = 3,342 tareas

Monto de inversión:

Sub-total = 3,342 tareas x 4.11 U\$/tareas x 1.62	= 22,252 U\$
+ 15% utilidad contratista	= 3,338 "

Costo total mano de obra en la ejecución de H.1 = 25,590 U\$

H.2) Instalación de tubería (6"Ø) desde la planta de R/H NQ1 a la sección NQ3 y prolongado hasta la planta de R/H NQ2 - (ver figura 8.3 y 8.6)

La tubería de 4"Ø de la red actual deberá ser cambiado por tubería de mayor diámetro(6"Ø), según la metodología de cálculo del caso anterior, resumiendo tenemos:

1.- Retiro de tubería de 4"Ø		925 tareas
Tramo AB	= 50 Tareas	
Tramo BC	= 250 "	
Tramo CH-284	= 260 "	
En el NV-3600	= 90 "	
En el NV-3655	= 70 "	
En el NV-3715	= 110 "	
En el NV-3775	= 95 "	
2.- Instalación de tubería 6"Ø		3,684 tareas
Tramo AB	= 288 Tareas	
Tramo BC	= 553 "	
Tramo CD(CK)+KE1	= 1,763 "	
Tramo E1I1	= 193 "	
En el NV-3600	= 250 "	
En el NV-3655	= 157 "	
En el NV-3715	= 255 "	
En el NV-3775	= 225 "	

	Sub-Total	4,609 Tareas
	10% de Imprevistos	461 "

	Total de tareas en la ejecución de H.2	5,070 Tareas

Monto de la inversión:

Sub-total= 5,070 tareasx4.11 U\$/tarea x 1.62 = 33,757 U\$
 + 15% utilidad contratista = 5,064 "

Costo total de mano de obra en la ejecución de H.2 = 38,821 U\$

H.3) Instalación de redes de línea telefónica

Se trata de determinar el monto de la inversión a realizar en mano de obra para la instalación física de las redes de línea telefónica tanto a sección N^o3 como a la planta de R/H N^o2.

H.3.1) Línea telefónica desde B0 (planta R/H N^o1) a sección N^o3 con extensión a B1 (planta R/H N^o2)

1.- Tramo AB superficie (230 mts; línea quebrada)		22 Tareas	
- Postes (construcción, traslado, anclaje)(4 postes)	18		
- Instalación cable acometida	4		
2.- Tramo BC túnel 3600 (2561 mts; línea recta)		181	"
- Perforación huecos para cáncamos	24		
((2,561/6) x 1.10/40) x 2			
- Construcción cáncamos en herrería	32		
((2,561/6) x 1.10/30) x 2			
- Colocado de cáncamos (con cemento)	14		
((2,561/6) x 1.10/70) x 2			
- Traslado y tendido de tubos (3/4"ø)	4		
((2,561/6)(215) x 2			
- Instalación de tuberías y cable acometida	107		
((2,561/6)/215) x 2			
3.- Tramo CD CH-284 (desde NV-3600 hasta NV-3900)		220	"
4.- Tramo (DE1 + E1I1) hasta B1		32	"
5.- Redes secundarias		380	"
En el NV-3600 = 95 tareas			
En el NV-3655 = 81 "			
En el NV-3715 = 109 "			
En el NV-3775 = 95 "			

6.- Otros (cáncamos, traslado tubos: en los diferentes niveles) 120 "

Resumiendo tenemos:

(22 + 181 + 220 + 32 + 380 + 120 = 955).

Sub-total = 955 tareas

+ 10% imprevistos = 96 "

Total tareas en la ejecución de H.3.1 = 1,051 tareas

Monto de inversión:

Sub-total = 1,051 tareas

x 4.11 U\$/tarea x 1.62 = 6,998 U\$

+ 15% utilidad contratista = 1,050 "

Costo total en la ejecución de H.3.1 = 8,048 U\$

H.3.2) Línea telefónica desde B0 (planta de R/H NQ1) a B1 (planta de R/H NQ2)

La tubería de fierro galvanizado (3/4" ø) instalado en el caso anterior contiene dos líneas de cable de acometida, una de las líneas es del caso H.3.1 y la otra es del caso H.3.2, por lo tanto los costos de manos de obra ya ha sido calculados íntegramente en H.3.1

I) Montaje de maquinarias y equipos en la planta de relleno hidraulico NQ1

Se trata de determinar el monto de la inversión que demanda el montaje de maquinaria y equipos (bomba B0, H-225), motor eléctrico de 760 Kw, tanque de presión, tableros de control, redes eléctricas y otros)

- Mano de obra montaje é instalaciones eléctricas 2,397 U\$
(30 días x 12 Tareas/día x 4.11 U\$/tarea x 1.62)

- Materiales para instalaciones eléctricas 10,000 "

- Supervisión 9,600 "

03 maestros de montaje (3 x 1,200)

02 ingenieros responsables (2 x 3,000)

Sub-total	21,997 U\$
+ 15% imprevistos	3,200 "

**Costo total en montaje
de maquinarias y equipos = 25,197 U\$**

**J) Construcción de la estación de bombeo N02 ó planta de
relleno hidráulico N02 (planta de R/H N02) en
el NV-3900**

Se trata de determinar el monto de la inversión que demanda la construcción de la planta de relleno hidráulico N02, dicha planta consta de: sala de máquinas, depósito de relaves (912 m³), depósito de agua (796 m³), sub-estación eléctrica y otros.

A continuación se describe todos los trabajos mineros previos a la realización de las diversas obras civiles:

1) Estudios de factibilidad	15,000 U\$
2) Trabajos mineros diversos:	
chimeneas (49 mts x 102 U\$/mt)	4,998 "
Sub-niveles (91 mts x 116 U\$/mt)	10,556 "
Cruceros (158 mts x 160 U\$/mt)	25,280 "
Inclinado (13 mts x 109 U\$/mt)	1,417 "
Desquinches (3,337 m ³ x 15 U\$/m ³)	50,055 "
Excavación (120 m ³ x 19 U\$/m ³)	2,280 "

Costo total de trabajos mineros = 94,586 U\$

3) Obras civiles en depósitos para almacenar relave y agua.

- Traslado de materiales de construcción (644 tareas x 4.11 U\$/tareas x 1.62)	4,288 U\$
- Traslado de madera para armado de castillo en el interior de las cavernas (60 x 4.11 x 1.62)	4,000 "
- Armado de castillos de madera (240 x 4.11 x 1.62)	1,598 "
- Perforación de huecos para tarugos en pared circular (42 tareas x 4.11 U\$/tarea x 1.62)	280 "
- Colocado de tarugos con alambres en pared circular	306 "

(46 tareas x 4.11 U\$/tarea x 1.62)		
- Armado de estructuras fierro corrugado (528 x 4.11 x 1.62)	3,516	"
(06 armaduras circulares + 12 armaduras tipo columna)		
- Encajonado circular para el encofrado (288 tareas x 4.11 U\$/tareas x 1.62)	1,918	"
- Encofrado (vaciado de mezcla) (535 x 4.11 x 1.62)	3,562	"
- Retiro de madera (castillos + encajonado) (100 x 4.11 x 1.62)	666	"
- Supervisión	3,880	"
- Materiales de construcción	9,757	"
Arena gruesa (280m ³ x 5.14 U\$/m ³ (mina))	= 1,439	U\$
Hormigón (260 m ³ x 5.20 U\$/m ³ (mina))	= 1,352	"
Cemento (630 bolsasx3.37U\$/bolsa(mina))	= 2,123	"
Clavos de alambre (600 kgsx1.607 U\$/kgs)=	964	"
Fierro de construcción		
(armadura) Fierro de 5/8"		
252 Fe x 7.23 U\$/Fe	= 1,822	"
(columna) Fierro de 1/2"		
64 Fe x 4.26 U\$/Fe	= 273	"
(amarre, estribo) Fierro de 3/8"		
470 Fe x 2.6 U\$/Fe	= 1,222	"
Alambre negro Nº 16 (600 Kgs x 0.936 U\$/Kgs)	= 562	"
	<hr/>	
Sub-total	30,171	U\$
+ 10% imprevistos	3,017	"
+ 15% ganancia contratista	4,526	"
	<hr/>	
Costo total de obras civiles en depósitos de relave y agua	= 37,714	U\$

4) Construcción de bases para bomba (B1) H-180S y su respectivo motor eléctrico - tanque de presión

- Excavación (9m x 2.1m x 2m = 37.8 m ³) (120 tareas x 4.11 U\$/tareax 1.62)	799	U\$
- Evacuación de desmonte (80 x 4.11 x 1.62 = 533)	533	"

Traslado de materiales de construcción a interior mina (75 tareas x 4.11 U\$/tarea x 1.62)	499	"
Armado de estructuras de fierro en zapatas (30 tareas x 4.11 U\$/tarea x 1.62)	200	"
- Encajonado para vaciar concreto Pre-mezclado (210 KGS/cm ³) (10 tareas x 4.11 US/tarea x 1.62)	67	"
- Encofrado (vaciado de mezcla: Pre-mezclado + simple) (150 tareas x 4.11 U\$/tarea x 1.62)	999	"
- Materiales de construcción	9,035	"
Arena Gruesa: (40 m ³ x 5.14 U\$/m ³ (mina))	= 206	U\$
Hormigón: (40 m ³ x 5.20 U\$/m ³ (mina))	= 208	"
Cemento: 200 Bolsas x 3.37 U\$/Bolsa (mina))	= 674	"
Concreto Pre-mezclado (210) (150 m ³ x 50.64 U\$/m ³ (mina))	= 7,596	"
Fierro de construcción:		
Fe 5/8": 20Fe x 7.23 U\$/Fe	= 145	"
Fe 1/2": 10Fe x 4.26 U\$/Fe	= 43	"
Fe 3/8": 20Fe x 2.6 U\$/Fe	= 52	"
Alambre negro N ^o 16: (50 Kgs x 0.936 U\$/Kgs)	= 47	"
Clavos de alambre: (40 Kgs x 1.607 U\$/Kgs)	= 64	"
Supervisión:	2,200	"
Sub-total	14,332	U\$
+ 10% imprevistos	1,433	"
+ 15% ganancia contratista	2,150	"

Costo total de la construcción de bases para bomba (B1) H-180S y su respectivo motor eléctrico

= 17,915 U\$

Resumiendo:

Estudios de factibilidad	= 15,000 U\$
Trabajos mineros diversos	= 94,586 "
Obras civiles en depósitos para almacenar relave y agua	= 37,714 "
Construcción de base para bomba B1 H-180S y motor eléctrico	= 17,915 "
	<hr/>
Costo total en la construcción de la estación de bombeo N°2	=165,215 U\$

K) Montaje de la bomba actual B1 (H-180S) en la planta de relleno hidráulico N°2

Se trata de determinar el monto de la inversión que demanda el desmontaje de la bomba actual B1 (H-180S) de la planta de relleno hidráulico N°1 que se encuentra ubicado en chicrín y su posterior traslado y montaje en la planta de relleno hidráulico N°2 en el NV-3900 (interior mina)

1) Desmontaje de la bomba actual B1 (H-180S) planta R/H N°1	= 1,200 U\$
(un mecánico+3 ayudantes+un electricista)	
12 días(40 U\$/día) + 3 (12 x 4.11 U\$/día x 1.62)	
+ 12 días(40 U\$/día)	
2) Traslado de la bomba B1 desde la planta R/H N°1 a la planta R/H N°2	= 260 "
- Transporte por superficie desde chicrín a atacocha (NV-3900 Boca mina) = 100	
- Traslado de partes desde Boca Mina (NV-3900) a planta R/H N°2 = 160	
3) Mano de Obra en Montaje	= 2,397 "
(30 días x 12 tareas/día x 4.11 U\$/tarea x1.62)	
4) Materiales para Instalaciones Eléctricas menores	= 2,000 "

5) Supervisión del montaje de maquinaria y equipos (bomba B1 y otros)	= 4,800 "
Tres mecánicos = 3 x (600 U\$) = 1,800	
Dos ingenieros responsables	
= 2 x (1,500 U\$) = 3,000	

Costo total montaje de la bomba actual B1(H-180S) = 10,657 U\$

L) Instalación de línea de alta tensión desde superficie a la planta de R/H N^o2

- Acondicionar 1,450 mts(1,150(mina)+300(afuera)) de apoyo para instalar conductores eléctricos (360 tareas U\$/tarea x 1.62)	= 2,397 U\$
Mano de obra en instalaciones eléctricas en alta y baja tensión (120 tareas x 4.11 U\$/tarea x 1.62)	= 799 "
Inversión en conductores eléctricos	= 69,200 "
Cable de aluminio(aéreo) sin protección	
3 x (300 mts x 13 U\$/mt) = 11,700	
Cable blindado submarino (1,150 mts x 50 U\$/mt) = 57,500	
Mano de obra en construcción de postes aéreos y cáncamos	= 1,000 "
Materiales diversos en construcción de postes	= 250 "
Transformador General Electric 500 Kva	= 49,000 "
Materiales menores (fierro, soldura, aislantes, etc)	= 1,000 "
Supervisión instalación línea alta tensión	= 4,200 "
un maestro electricista(1 mes)=1,200	
un ingeniero electricista(1 mes)=3,000	
Prueba del sistema de alta tensión	= 200 "

Costo total de instalación línea de alta tensión a planta R/H N^o 2 =128,046 U\$

M) Instalación de los tanques para agitar pulpa en la planta R/H N^o2

Se trata de determinar el monto de la inversión que ocasiona la construcción de dos tanques agitadores (de

3.18 m³ c/u), los mismos que servirán para preparar la pulpa a una determinada densidad.

En el ITEM 10.1.1-B ya ha sido calculado pero en nuestro caso utilizaremos los agitadores actuales de la planta de R/H N^o1, los mismos que serán reubicados a la planta de R/H N^o2, para ello se realizará el respectivo mantenimiento general según tenemos:

- Mantenimiento general tanques (2) agitadores	= 100 U\$
Mantenimiento de eje, paletas, rodajes, etc.	= 250 "
- Cambio del tubo 10" ø salida (Y), válvula pinch, prensa, etc	= 500 "
- Desmontaje traslado y montaje del agitador (2) en conjunto	= 350 "
	<hr/>
Sub-total	1,200 U\$
+ 10% imprevistos	120 "
	<hr/>

Costo total instalación de dos tanques para agitar pulpa en la planta R/H N^o2 = 1,320 U\$

N) Mano de obra en instalaciones de redes tubería de relleno hidráulico y línea de teléfono desde la planta de R/H N^o2 (NV-3900) hasta las secciones 2 y 4

Se trata de determinar el monto de la inversión a realizar en mano de obra, para realizar la instalación de las líneas de tubería de relleno hidráulico y línea telefónica tanto a sección N^o2 como a sección N^o4.

Para una mejor evaluación procederemos a cuantificar tomando en consideración las diferentes actividades unitarias que demanda el trabajo integral

N.1) Instalación de tubería (4"ø) desde la planta de R/H N^o2 hacia las labores de sección N^o2, (ver fig 8.3 y 8.7)

1.- Tramo D-E NV-3900 (125 mts (21 tubos))

- Traslado de 21 tubos (6 tareas x 21 tubos/8 tubos/tarea)	= 16 tareas
- Preparar tubos curvos (10 curvas x 4 tareas/curva)	= 40 "

- Perforación de huecos para cáncamos, colocado de cáncamos 3 x ((125/3)/12)	= 11	"
- Instalación de tubería (21 tubos/8 tubos/día) x 8 tareas/día Instalación bridas de 8 pernos (02 bridas)	= 21	"
	= 02	"
<hr/>		
Total tareas D-E	= 90	tareas

2.- Tramo E-F (CH-325) entre NV-3900 y NV-4000

- Acondicionar la CH-325 (96 mts) 4 hombres/día x 60 días	240	tareas
- Perforar huecos para luego preparar empotrado de rieles (4 tareas/empotrado)x10 empotrados x 1.25)	50	"
- Traslado de rieles cortadas (10 unidades) y colocado en los lugares de empotrado (6 tareas/día x 6 días)	36	"
- Vaciado de concreto en huecos de empotrado (6 tareas x (10 huecos/1 hueco /día x 1.25)	75	"
Tendido y templado de cable de acero 1"Ø en CH-325 (200 mts) Traslado del cable al NV-4000 = 8 Tendido en CH-325 = 12 Asegurar con grampas = 36 Templado del cable con tirfor = 60 Traslado de tubería (90/3 = 32 tubos)	116	"
- Preparar tubos curvos (6) a medida Presentar todos los tubos a lo largo de la CH-325	12	"
	64	"
- Instalación de tubos en forma definitiva en CH-325 (2 soldadores+4 tuberos+4 ayudantes) x 32/2	160	"
<hr/>		
Total de tareas E-F (CH-325)	= 765	tareas

3.- Tramo F-G NV-4000 (Cx325, Cx339, Cx580, Cx615)

- Traslado de tubería (754 mts/6 mts = 126 tubos)	25	tareas
--	----	--------

(4 hombres/día x 126 tubos/20 tubos/día)		
- Perforar huecos para cáncamos ((754 mts/3 mts c/u)/25) x 3 x 1.10	33	"
- Preparar cáncamos en herrería ((754/3)/20) x 2	25	"
- Colocado de cáncamos con cemento ((754/3)/25) x 3	30	"
- Preparar tubos curvos (25 curvas) (4 hombres/día x 20 días)	80	"
- Instalación de tuberías (126/8 tubos/día) x 8 hombres/día	126	"
- Instalación bridas (8 pernos) cada 24 tubos ((126 tubos/16 tubos/brida)/1) x 2	16	"
	<hr/>	
Total tareas F-G NV-4000	=	335 tareas

4.- Tramo G-H (CH-644) entre NV-4000 y NV-4048

Según el tramo E-F (CH-325) tenemos:

765 tareas/96 mts = **7.968 tareas/mt**

Total tareas G-H (CH-644)

7.968 x 49.5 x 1.1 = **434 tareas**

5.- Tramo H-I NV4048 (c x-651)

Según el tramo F-G (NV-4000) tenemos:

335 tareas/754 mts = **0.444 tareas/mt**

Total tareas H-I NV-4048(cx 651)

0.444 x 36 x 1.1 = **18 "**

6.- Tramo I-J (CH628)

(765/96) x 58.2 x 1.1 = **510 "**

7.- Tramo J-K NV-4103(cx-684 y cx-638)

total tareas J-K NV4013

(335/754) x 100 x 1.1 = **49 "**

8.- Tramo K-L (CH TV1-670) entre

NV-4103 y NV-4149

Total tareas K-L = (765/96) x 46 x 1.1 = **403 "**

9.- Tramo L-M NV-4149 (cx-709, GAL 650)

Total tareas L-M

(335/754) x 250 x 1.1 = **122 "**

10.- Tramo M-N (CH-585 nueva) entre

NV-4149 y NV-4192

Total tareas M-N			
(765/96) x 43 x 1.1	=	377	"
11.- Tramo N-stope (NV-4192)			
Total tareas N-stope	=		
(335/754) x 150 x 1.1	=	73	"

Total de tareas red principal = 3,176 tareas

12.- Red secundaria

NV-4000	=	0.0 mts
NV-4048	=	350 mts
NV-4103	=	300 mts
NV-4149	=	250 mts
NV-4192	=	200 mts

Longitud Red = 1,100 mts

Total tareas red secundaria = 538 tareas
 (335/754) x 1,100 x 1.1

Resumiendo:

Red principal	3,176 tareas
Red secundaria	538 "
<hr/>	
Sub-total	3,714 tareas
+ 10% imprevistos	371 "

Total de tareas en la ejecución de N.1 = 4,085 tareas

Monto de inversión:

Sub-total		27,199 U\$
(4,085 tareas x 4.11 U\$/tareas x 1.62)		
+ 15% utilidad contratista	=	4,080 "
+ 5% materiales menores	=	1,360 "
(cables de amarra, grampas)		

Costo total mano de obra en la ejecución de N01 = 32,639 U\$

N.2) Instalación de tubería (4"Ø) desde la planta de R/H N02 hacia las labores de la sección N04 (ver fig. 8.3 y 8.8)

- 1.- Tramo D-E NV-3900 : utiliza el mismo tubo que sección N02
- 2.- Tramo E-F (CH-325) utiliza el mismo tubo que sección N02.
- 3.- Tramo CH-429 - P (en el NV-4000);
(F-CH 429+CH 429-G =FG) = 274 tareas
(335/754) x 560 x 1.10 = 274
- 4.- Tramo P-P1 (CH-216) entre NV-4000 y NV-4050 = 423 "
(765/96) x 44.2 x 1.2 (por estar ubicado en sección N04)
- 5.- Tramo P1-R(CH-216) entre NV-4050 y NV-4095 = 421 "
(765/96) x 44.0 x 1.2
- 6.- Tramo R-S (en el NV-4095) = 227
(335/754) x 425 x 1.2
- 7.- Tramo S-T (CH-5426) entre NV-4095 y NV-4154 = 574 "
(765/96) x 60 x 1.2
- 8.- Tramo T-U (en el NV-4154) = 67
(335/754) x 125 x 1.2
- 9.- Tramo U-V (CH-5429) entre el NV-4154 y NV-4218 = 615 "
(765/96) x 64.3 x 1.2
- 10.- Tramo V-V1 (en el NV-4218) = 107 "
(335/754) x 200 x 1.2

Total tareas red principal 2,708 tareas

11.- Red secundaria

NV-4000	=	100 mts
NV-4050	=	450 "
NV-4095	=	480 "
NV-4154	=	150 "

NV-4218 = 250 "

Longitud red secundaria = 1,430 mts

Total tareas red secundaria = 762 tareas
 ((335/754) x 1,430 x 1.2)

Resumiendo:

Red principal	2,708 tareas
Red secundaria	762 "
<hr/>	
Sub-total	3,470 Tareas
+ 10% imprevistos	347 "
<hr/>	

**Total de tareas en la
 ejecución de N.2 = 3,817 tareas**

Monto de la inversión:

Sub-total	= 25,414 U\$
(3,817 tareas x 4.11 U\$/tarea x 1.62)	
+ 15% utilidad contratista	= 3,812 "
+ 5% materiales menores	= 1,271 "
<hr/>	

**Costo total mano de obra en
 la ejecución de N.2 = 30,497 U\$**

N.3) Línea telefónica desde B1 (Planta R/H N02) a sección 2

Se trata de calcular el monto de la inversión en mano de obra que demanda la instalación de la red de línea telefónica desde la planta de relleno hidráulico N02 hacia las diversas labores de sección N02 a ser rellenadas.

Para poder simplificar el proceso de cálculo, utilizaremos los mismos parámetros del ITEM H.3.1, según ello tenemos:

1.- Tramo D-E (NV-3900)	10 tareas
181 tareas/2,561 mts) x 125 x 1.1	
2.- Tramo E-F (CH-325) entre	74 "
NV-3900 y NV-4000	
(220 tareas/315.5 mts) x 96 x 1.1	

3.- Tramo F-G (NV-4000) ((181/2,561) x 754 x 1.1))	59	"
4.- Tramo G-H (CH-644) entre NV-4000 y NV-4048 ((220/315.5) x 49.5 x 1.1))	38	"
5.- Tramo H-I (NV-4103) ((181/2,561) x 36 x 1.1))	03	"
6.- Tramo I-J (CH-628) entre NV-4048 y NV-4103 ((220/315.5) x 58.2 x 1.1))	49	"
7.- Tramo J-K (NV-4103) ((181/2,561) x 100x 1.1))	08	"
8.- Tramo K-L (CH-TV1/670) entre NV-4103 y NV-4119 (220/315.5) x 46 x 1.1	35	"
9.- Tramo L-M (NV-4149) ((181/2,561) x 250x 1.1))	19	"
10.-Tramo M-N (CH-585) entre NV-4149 y NV-4192 ((220/315.5) x 43 x 1.1))	33	"
11.- Tramo N-stope (NV-4192) ((181/2,561) x 150 x 1.1)	12	"

Total tareas red principal = 340 tareas
(1,707.7 mts)

12.- Red secundaria:

NV-4000	=	0.0 mts
NV-4048	=	250 "
NV-4103	=	300 "
NV-4149	=	250 "
NV-4192	=	0.0 "

Longitud total = 800 mts x 0.85 = 680 mts

(181/2,561) x 680 x 1.1 = 53

Total tareas red secundaria (680 Mts) = 53 tareas

13.- Otros (Cáncamos; amarres; dificultad en el entubado) = 16 tareas

Resumiendo tenemos : (340 + 53 + 16 = 409)

Sub-total = 409 tareas

+ 10% imprevistos = 41 "

**Total de tareas en la
ejecución de N.3 = 450 tareas**

Monto de inversión:

Sub-total	= 2,996 U\$
(450 tareas x 4.11 U\$/tareas x 1.62)	
+ 15% utilidad contratista	= 449 "

Costo total en la ejecución de N.3	= 3,445 U\$
---	--------------------

N.4 Línea telefónica desde B1 (planta de R/H Nº2) a sección Nº4

Utilizamos la misma metodología que en el caso anterior, según ello tenemos:

1.- Red principal

Longitud Horizontal total = Tramo (D-E) + tramo (CH-429 - P) + tramo (R-S) + tramo(T-U) + tramo(V-V1) = 0 + 560 + 425 + 125 + 200 = 1,310 mts

Longitud Horizontal total = 1,310 mts

Longitud Vertical Total = Tramo (E-F) + tramo (P-P1) + tramo (P1-R) + tramo (S-T) + tramo (U-V) = 0 + 44.20 + 44 + 60 + 64.30 = 212.5 mts

Longitud vertical total = 212.5 mts

Total tareas red principal(1,522.5 mts) = 289 tareas

$(181/2,561) \times 1,310 \times 1.2 = 111$

$(220/315.5) \times 212.5 \times 1.2 = 178$

2.- Red Secundaria:

NV-4000	=	100 mts
NV-4050	=	450 "
NV-4095	=	480 "
NV-4154	=	150 "
NV-4218	=	250 "

Longitud total = 1,430 mts x 0.85 = 1,215.5 mts

$(181/2,561) \times 1,215.5 \times 1.2 = 103$

Total tareas red secundaria = 103 tareas

3.- Otros (Cáncamos, amarres, dificultad en el entubado)

= 32 tareas

Resumiendo tenemos: (289 + 103 + 32 = 424)

Sub-total	=	424 tareas
+ 10% imprevistos	=	42 "

Total tareas en la ejecución de N.4 = 466 tareas

Monto de inversión:

Sub-total	=	3,103 U\$
(466 tareas x 4.11 U\$/tarea x 1.62)		
+ 15% utilidad contratista	=	465 "

Costo total en la ejecución de N.4 = 3,568 U\$

0) Construcción de labores mineras

Se trata de calcular el monto de la inversión a realizar en la ejecución de diversas labores mineras, las mismas que son necesarias en la red de tubería de relleno hidráulico tanto en sección 2 como en sección 4, además se considera la construcción de reservorios de agua para la limpieza de la tubería en casos de atoro.

1.- Labores mineras en sección N02

NV-3900	=	0.0 mts
NV-4000	=	0.0 "
NV-4048	=	36 "(cx-651)
NV-4103	=	20 "(cx-638)
NV-4149	=	43 "(ch-585)
NV-4192	=	0.0 "

Reservorio de agua (NV-4192):

(20 x 10 x 3.5 = 700 m³)

Crucero = 20 mts (2.1 x 2.8)

Desquinche = 600 m³

Resumiendo tenemos:

Cruceros = 7.6 mts (160 U\$/mt)

Chimenea = 43 mts (102 U\$/mt)

Desquinche = 600 m³ (15 U\$/m³)

Monto de inversión:

Cruceros = 12,160 U\$

Chimenea = 4,386 "

Desquinche = 9,000 "

Otros = 800 "

Costo total de la ejecución de labores mineras en la sección 2 = 26,346 U\$

2.- Labores mineras en sección N04

NV-400	=	0	mts
NV-4050	=	44	" (CH-216 continuación)
NV-4095	=	30	"
NV-4095	=	60	"(ch-5426)
NV-4154	=	20	
NV-4154	=	64.3	" (CH-5429)

Reservorio de agua (NV-4218 + 15 mts = Rampa st.22): Crucero = 20 mts (2.1 x 2.8) (20 x 10 x 3.5 = 700 m³); Desquinche = 600 m³

Resumiendo tenemos:

Cruceros	=	70 mts	(160 U\$/mt)
Chimenea	=	168.3 mts	(102 U\$/mt)
Desquinche	=	600 m ³	(15 U\$/m ³)

Monto de inversión:

Cruceros	=	11,200 U\$
Chimenea	=	17,167 "
Desquinche	=	9,000 "
Otros	=	1,100 "

Costo total ejecución de labores mineras en la sección 4 = 38,467 U\$

P) Adquisición de tuberías y accesorios (Red-Planta R/H N02)

De acuerdo a la cotización de la firma Comercial Andina Industrial, para tuberías de acero al carbono que soportan grandes presiones tenemos:

P.1) Línea de tubería (4"Ø) desde la planta de relleno hidráulico N02 (NV-3900) a sección N02

- Longitud de tubería (1 + 25%)	3,510 mts (4"Ø)
- Tubo 4"Ø (SCH-80) x 20'	13.87 U\$/mt (FOB)
- Flete Marítimo, seguro	3.35

Sub-total 17.22 " (CIF)

- Ad-Valorem. T. terrestre,
seguro, etc

2.58 "

**Precio unitario tubo
puesto en mina = 19.80 \$/mt**

Sub-total monto invertido
(3,510 mts x 19.80 U\$/mt) = 69,498 U\$
+ 15% Accesorios de tubería = 10,424 "

Total monto invertido en P.1 = 79,923 U\$

**P.2) Línea de tubería (4"Ø) desde la planta de relleno
hidráulico N°2 (NV-3900) a sección N°4 (ver
fig. 8.3 y 8.7)**

En los tramos D-E; E-F y F-CH 429, utiliza el mismo tubo
de la sección 2, según ello tenemos:

- Longitud de tubería (1+25%) = 3,591 mts (4"Ø)
- Precio unitario tubo

puesto en mina 19.80 U\$/mt

Sub-total del monto invertido
(3,591 mts x 19.80 U\$/Mt) 71,102 U\$
+ 15% Accesorios de tubería 10,665 "

Total monto invertido en P.2 81,767 U\$

**Q) Cable telefónico tipo 2 x 18 AWG-DWT para acometida
(Red-Planta R/H N°2)**

Para lograr la comunicación a lo largo de toda la red de
tubería de relleno hidráulico, se debe instalar:

**q.1) Línea telefónica desde B1 (planta R/H N°2) a
sección 2**

- Longitud total = 2,388 mts de cable acometida
- Precio unitario cable acometida = 0.6194 U\$/mt
- Tubo (3/4"Ø) de fierro galvanizado = 16.4 U\$/tubo
- Inversión:

Cable acometida = 1,479 U\$
(2,388 mt x 0.6194 U\$/mt)

Tubo Fe Galvanizado = 6,527 "
((2,388/6)tubos x 1.64 U\$/tubo)

Accesorios y otros 15% 1,201

Total de inversión en q.1 = 9,207 U\$
q.2) Línea telefónica desde B1 (planta R/H N02)
a sección 4

Longitud total = 2,738 mts de cable acometida
 Precio unitario cable acometida = 0.6194 U\$/mt
 - Tubo (3/4") de fierro galvanizado : hasta el
 NV-4000 (CH-429) utiliza el mismo tubo del caso q.1
 (sección 2) + 1,523 mts - 1,523 mts
 - tubo (3/4") Fe galvanizado = 16.4 U\$/tubo
 - Inversión:

Cable acometida		1,696 U\$
(2,738 x 0.6194)		
Tubo Fe Galvanizado	=	7,484 "
((2738/6) x 16.4)		
Accesorios y otros 15%		1,377 "

Total inversión en q.2 = 10,557 U\$

R) Adquisición de la bomba B1 H-180S

La bomba B1 (H-180S) de la planta de relleno Hidráulico N02, será la misma que opera actualmente (julio 1,988) y envía relave para el relleno de las labores de la sección N03.

La bomba actual B1 (H-180S) que opera en la planta de R/H N01, está reubicado al NV-3900 (planta de R/H N02), esta bomba ha sido adquirido en Noviembre de 1,979, a julio de 1988 ya ha sido depreciado, por lo tanto su valor de adquisición para el proyecto de ampliación es cero, al menos para la ruta N04 alternativa N01.

RESUMEN GENERAL DE LOS COSTOS DE INVERSIÓN:

1) Costos de inversión con cargo a la planta de relleno hidráulico N01

Construcción de un tanque adicional 40% (408,485)	=	163,394 U\$
Construcción de dos tanques para agitar pulpa 40% (13,420)		5,368
Construcción de bases para la bomba B0 H-225 y su respectivo		

motor eléctrico(760 Kw)-tanque de presión 40 %(13,029)	=	5,212	"
- Adquisición de la bomba B0 H-225 lote de repuestos 40% (657,134)	=	262,854	"
Adquisición del motor eléctrico para bomba B0 H-225 40% (315,811)	=	126,324	"
- Adquisición de tuberías y accesorios 100% (327,413) (red de tubería 6"Ø a sección N°3 Ampliado a planta R/H N°2)	=	327,413	"
- Cable telefónico para acometida tipo 2 x 18 AWG-DWT 40% (22,406)	=	8,962	"
- Mano de obra en instalaciones de redes de tubería De relleno hidráulico a sección N°3 100% (38,821)	=	38,821	"
- Mano de obra en instalaciones de redes de tubería de teléfono a sección N°3 con extensión a planta R/H N°2 40% (8,084)	=		
- Montaje de maquinaria y equipos en la planta R/H N°1 40% (25,197)	=	10,079	"
Ciclones (5 unidades) D10B 40% (32,786)	=	13,114	"
Bombas centrífugas (03 unidades 8" x 6": 75 Hp c/u) 40% (51,255)	=	20,502	"
Instrumental (densímetro, teléfono, etc) 40% (3,500)	=	1,400	"
- Diversos (agasajos, movilidad, derechos, etc) 40% (18,459)	=	7,384	"
- Instalaciones eléctricas en alta y baja tensión Para los equipos de la planta R/H N°1 40% (70,000)	=	28,000	"
Costos de inversión con cargo a planta de R/H N°1	=	1'022,046	U\$

Nota: según el ITEM 6.12.3

Sección N°3 = $(29,905 \text{ tms}/75,000 \text{ tms}) \times 100 = 40\%$

Secciones 2 y 4 = $((15,095 + 30,000)\text{tms}/75,000 \text{ tms}) \times 100 = 60\%$

2.- Costos de inversión con cargo a la planta de relleno hidráulico N°2

Costos de inversión provenientes de la planta de R/H N°1	1'188,385 U\$
- Construcción de un tanque adicional 60% (408,485)	= 245,091
- Construcción de dos tanques para agitar pulpa 60%(13,420)	= 8,052
- Construcción de bases para la bomba B0 H-225 y su respectivo motor eléctrico (760 Kw) tanque de presión 60% (13,029)	= 7,817
- Adquisición de la bomba B0 H-225 lote de repuestos 60% (657,134)	= 394,280
- Adquisición del motor eléctrico para bomba B0 H-225 60%(315,811)	= 189,487
Adquisición de tubería y accesorios 100%(179,077) (línea de tubería 6"Ø de planta R/H N°1 a planta R/H N°2	= 179,077
Cable telefónica para acometida tipo 2 x 18 AWG-DWT (desde la planta R/H N°1 a planta R/H N°2 60% (22,406)	= 13,444
Mano de obra en instalación de tubería (6"Ø) desde la planta de R/H N°1 a planta de R/H N°2 100% (25,590)	= 25,590
Mano de obra en instalación de línea telefónica desde la planta de R/H N°1 a planta de R/H N°2 60% (8,048)	= 4,829
Montaje de maquinaria y equipos en la planta R/H N°1 60%(25,197)	= 15,118

Ciclones (05 unidades) D10B 60%(32,786)	=	19,672	
- Bombas centrífugas 60%(51,255)	=	30,753	
- Instrumental (densímetro, teléfono, etc) 60%(3,500)	=	2,100	
- Diversos (agasajos, movilidad, derechos, etc) 60%(18,459)	=	11,075	
- Instalaciones eléctricas en alta y baja tensión para los equipos de la planta de R/H N°1 60% (70,000)	=	42,000	
Construcción de la estación de bombeo N°2 o planta de relleno Hidráulico N°2 (planta R/H N°2) en el NV-3780	=	165,215	U\$
Instalación de dos tanques para agitar pulpa en planta R/H N°2	=	1,320	"
Adquisición de la bomba B1 (H-180S) - (se tiene)	=	0.0	
Adquisición del motor eléctrico para bomba B1(H-180S)-(se tiene)	=	0.0	
Montaje de la bomba actual B1 (H-180S) en la planta R/H N°2	=	10,657	"
Instalación de línea de alta tensión desde superficie a la planta de relleno hidráulico N°2 NV-3900	=	128,046	"
Adquisición de tuberías (4"Ø y accesorios (red-planta R/H N°2)	=	161,690	"
Cable telefónico para acometida tipo 2 x 18 AWG-DWT incluye tubo (3/4"Ø) de fierro galvanizado para entubado de la red de línea telefónica desde la planta R/H N°2 a secciones 2 y 4.	=	19,764	"
Mano de obra en instalaciones de redes de tubería (4"Ø) de relleno hidráulico y línea de teléfono desde la planta R/H N°2 a secciones 2 y 4	=	70,149	"
Construcción de labores mineras a lo largo de la Red de tubería	=	64,813	"

(4"Ø) de relleno hidráulico hacia secciones 2 y 4.

- Otros (asesoría externa, agasajos, movilidad, derechos, etc) = 9,000 "

Costos de Inversión con cargo a la planta de R/H N°2 = 1'819,039 U\$

10.1.2 COSTOS UNITARIOS DE OPERACION (RUTA N°4 ALTERNATIVA N°1) CON LA PLANTA DE R/H N°1 (ENVIO DE RELAVE A SECCION N°3 Y A LA SEGUNDA ESTACION DE BOMBEO NV-3900)

A continuación se determinará los diferentes costos unitarios que demanda la operación de relleno con la planta de relleno hidráulico N°1 (bomba B0 (H-225)), la bomba volumétrica B0 (H-225) enviará relave a las diversas labores de sección N° 3, y a la segunda estación de bombeo (NV-3900) para el relleno de las secciones 2 y 4.

Vida económica de tuberías(1+12%)	1'532,160 tm-relave
- Vida económica de ciclones	= 350,000 tm-relave
- Tonelaje promedio de relave enviado por B0(H-225)	= 225,408 tm-relave
(a labores de sección N°3 =18,784 tm/mes)	
Período de depreciación	= 8 años
Monto de inversión en la planta de R/H N°1	= 681,519 U\$
Monto de inversión tuberías y accesorios	= 327,413 U\$
Monto de inversión en ciclones	= 13,114 U\$

10.1.2.1 DEPRECIACION DE INVERSION EN LA PLANTA DE R/H N°1

Depreciación = 681,519 U\$ / 8 años = 85,189.875 U\$/año

Costo unitario = 0.3779 U\$/tm-relave

(85,189.875 / 225,408)

10.1.2.2 COSTO DE TUBERIAS Y ACCESORIOS

Costo unitario = 0.2137 U\$/tm-relave
(327,413 / 1'532,160)

10.1.2.3 COSTO DE CICLONES

Costo unitario = 0.0375 U\$/tm-relave
(13,114/350,000)

10.1.2.4 INTERESES DEL MONTO DE INVERSION

Se trata de determinar el costo del dinero que se invierte en construir la planta de relleno hidráulico N01 (modificado) y la respectiva red de tuberías.

$$\text{Intereses} = \frac{\text{Monto de inversión} \times T \times \text{Fac. Inv}}{\text{Peso de relave bombeado/Año}}$$

donde:

T = tasa de interés internacional (prime rate)

Fact. Inv = Factor de inversión = $(N+1)/2N$; N = años

Reemplazando valores : N = 8 años; T = 9.40% (1988)

$$1'022,046 \times (9.4/100) \times (9/16) \text{ U\$}$$

$$\text{Interés} = \frac{\quad}{225,408 \text{ tm-relave}}$$

Costo unitario = 0.2397 U\$/tm-relave

10.1.2.5 COSTO DE ENERGIA

A) En la planta de relleno hidráulico N01 (modificado) tenemos los siguientes equipos que funcionan con motor eléctrico.

<u>Equipo</u>	<u>Hp</u>	<u>Kw</u>
Una bomba (B0) Mars H-225	1,020	760
Una bomba SRL) de 8" x 6"	75	56
Un agitador (preparación Pulpa)	18	13.5
Total	1,113 Hp	829.5 Kw

B) Tipos de potencias

- Potencia activa = $0.95 \times 829.5 = 788.025 \text{ Kw}$

- Potencia reactiva = $788.025 \times 0.3287 = 259.024 \text{ Kvar}$

C) Precio de compra de energía a terceros
(tarifa 34 industrial mayor)

- Máxima demanda = 3.1637 U\$/Kw-mes
(1 + 25%) x 2.53097 U\$/Kw-mes
- Energía activa diurna = 0.0148 U\$/Kw-hr
(1 + 25%) x 0.01183 U\$/Kw-hr
- Energía activa nocturna = 0.0083 U\$/Kw-hr
(1 + 25%) x 0.0063 U\$/Kw-hr
- Energía reactiva = 0.0059 U\$/Kw-hr
(1 + 25%) x 0.00473 U\$/Kvar-hr

D) Consumo mensual

Tonelaje promedio de relave

enviado por B0 (H-225)..... = 47,111 tm-relave/mes

a labores de sección N03 = 18,784 tm/mes; 198 Hrs

a 2da Estación (NV-3900) = 28,327 tm/mes; 400 Hrs

Horas de trabajo de la planta R/H N01 = 598 Horas

E) Consumo de Energía

Energía activa = 156,028.95 Kw-hr
(788.015 Kw x 198 Horas)

Energía reactiva = 51,286.752 Kvar-hr
(259.024 Kvar x 198 horas)

F) Costo unitario de energía

Energía activa = 1,802.134 U\$
((0.0148 + 0.0083)/2) x 156,028.95 Kw-hr

Energía reactiva = 302.592 U\$
(0.0059 x 51,286.752 Kvar-hr)

Máxima demanda = 997.230 U\$

40%(3.1637 x 788.025)

Costo total = 1,802.134+302.592+997.230 = 3,101.956 U\$
(3,101.956 U\$/18,784 tm)

Costo unitario = 0.1651 U\$/tm-relave

10.1.2.6 COSTO DE MANO DE OBRA

Para lograr una efectiva optimización en todas y cada una de las actividades unitarias del proceso de rellevo hidráulico, la organización del proceso es como sigue:

- 1) Recuperación relave de canchas= 3 hombres
(solo 10 días/mes)

- 2) Optimización en ciclones (pruebas en planta R/H N°1)
02 hombres/día (2 guardias)
- 3) Operadores de bomba B0 (H-225) = 06 hombres/día
(3 guardias/día)
- 4) Mecánico de bombas = 3 hombres/día (3 guardias)
- 5) En mina: Preparadores = 06 hombres/día (3 guardias)
Rellenadores = 09 hombres/día (3 guardias)
- 6) Construcción de canaletas = 2 hombres/día (1 guardia)
- 7) Reparador línea de teléfono = 1 hombre/día
(1 guardia/día)
- 8) Supervisión:
 - 1 Ingeniero Jefe de Sección Relleno Hidráulico
= 3.2 Hrs/Día (solo de día)
 - 2 Ingenieros Jefes de Guardia
= 6.4 Hrs/Día (2 guardias)
 - 2 Caporales de Relleno Hidráulico
= 16 Hrs/Día (2 guardias)
- 9) Bodeguero (Bodega R/H) = 1.2 Hombres/Día
(3 Guardias)

Nota:

- 1) Los rellenos ganan 02 horas adicionales por almuerzo y cambio de guardia en el stope en relleno, además el costo horario se incrementa en un 60% por pacto colectivo.
- 2) Los caporales trabajan 03 horas de sobretiempo, al igual que en el caso anterior, el costo horario se incrementa en un 60%

Mano de obra en planta de R/H N°1 = 1,189.922 U\$/mes

Se distribuye de la siguiente manera:

- * Recuperación de Relave = 63.763 U\$/mes
40% (3 hombres x 3.28 U\$/hombre x 10 x 1.62)
- * Optimización en ciclones = 165.629 U\$/mes
40% (2 hombres x 4.26 U\$/hombre x 30 x 1.62)
- * Operadores de bomba B0 (H-225) = 479.390 U\$/mes
40% (6 hombres x 4.11 U\$/hombre x 30 x 1.62)
- * Mecánico de bomba B0 (H-225) = 481.14 U\$/mes
40% (3 hombres x 8.25 U\$/hombre x 30 x 1.62)

Mano de obra en mina (sección N°3) = 5,011.826 U\$/Mes

Se distribuye de la siguiente manera:

- * Construcción de canaleta = 127.526 U\$/mes
40% (2 hombres x 3.28 U\$/hombre x 30 x 1.62)
- * Preparadores = 1,242.216 U\$/mes
6 hombres x 4,26 U\$/hombre x 30 x 1.62
- * Rellenadores = (4.26 + 1.60 x (2/8) x 4.26)U\$/hombres x 9
hombres x 30 x 1.62 = 2,068.654 U\$/Mes
- * Reparador Línea de teléfono = 79.898 U\$/mes
40%(1 hombre x 4.11 U\$/hombre x 30 x 1.62)
- * Bodeguero = 40%(3 Hombres x 4.11 U\$/Hombre x 30 x 1.62)
= 239.695 U\$/mes
- * Caporales = (4.59 + 1.60 x (3/8) x 4.59) U\$/Hombre x2 x 30
x 1.62 = 713.837 U\$/Mes

- Supervisión = 891.648 U\$/Mes

- * Ingeniero Jefe de Sección Relleno Hidráulico
= 334.368 U\$/mes
40%(1 x 516 U\$/mes x 1.62)
- * Ingenieros Jefes de Guardia R/H = 557.280 U\$/mes
40% (2 x 430 U\$/mes x 1.62)

Finalmente sumando tenemos:

$$(1,189.922 + 5,011.826 + 891.648) = 7,093.396 \text{ U$/mes}$$

Relave enviado a secc.3 por B0 (H-225) = 18,784 tm/mes

Costo unitario mano de obra en sección N° 3 = 0.3776 U\$ / tm-relave

10.1.2.7 COSTOS DE MATERIALES

El costo unitario de materiales no varía significativamente en relación con el Item 9.1.2.7, según ello tenemos:

Costo unitario de materiales = 0.0561 U\$/tm-relave

10.1.2.8 COSTO DE MANTENIMIENTO

Debido a la falta de información de otras minas que utilizan el mismo modelo de bomba (H-225), asumiremos con una confiabilidad del 95% que el costo de mantenimiento de la bomba B0 (H-225) según el Item 9.1.2.8 es:

$$(1+10\%) \times 0.0591 = 0.06501 \text{ U$/tm-Relave}$$

$$\begin{aligned} \text{Costo unitario de mantenimiento B0 (H-225)} &= \\ &= 40\% \times 0.06501 \times (47,111/18,784) \end{aligned}$$

Costo unitario mant.bomba B0 (H-225)= 0.0652 U\$/tm-relave

10.1.2.9 COSTO DE DRENAJE Y LIMPIEZA

La evacuación del volumen de agua procedente de las labores en relleno de la sección N°3 en todos los casos es por gravedad, en la estación N°2 (NV-3900) el agua es evacuado por rebose desde el depósito de relave hacia el depósito de agua, y el sobrante es eliminado por gravedad, para lograr una mejor eficiencia en el rubro de drenaje y limpieza se considera un incremento en número del personal de limpieza:

Personal = 08 hombres (sección N°3 y NV-3900 2da estación de bombeo)

Salario = 3.28 U\$/día (Personal de contrata)

Beneficios sociales = 62%

Costo mensual = (08 x 3.28 x 30) x 1.62 = 1,275.264 U\$

Tonelaje de Relave enviado a sección N°3 por B0 (H-225)
= 18,784 tm/mes

Costo Unitario Drenaje y limpieza = 0.0679 U\$/tm-relave
(1,275.264 U\$ / 18,784 tm-relave)

Costo Unitario Drenaje y Limpieza = 0.0679 U\$/tm-relave

Resumen de costos Unitarios:

- Depreciación de inversión en la planta de R/H N°1	0.3779	U\$/tm-relave
- Tuberías y accesorios	0.2137	"
- Ciclones	0.0375	"
- Intereses	0.2397	"
- Energía	0.1651	"
- Mano de Obra y Supervisión	0.3776	"
- Materiales	0.0561	"
- Mantenimiento de Bomba B0(H-225)	0.0652	"
- Drenaje y Limpieza	0.0679	"
	<hr/>	
Sub-Total	1.6007	U\$/tm-relave
Imprevistos 2%	0.0320	"
+5% escalamiento	0.0800	"
	<hr/>	

Costo Unitario Total Relleno

Hidráulico a sección N°3 = 1.7127 U\$/tm-relave

Costo Unitario Total Relleno
Hidráulico a sección N°3 = 3.4425 U\$/m³

Costo Unitario Total Relleno
Hidráulico a sección N°3 = 1.0758 U\$/tm(ore)

10.1.3 COSTOS UNITARIOS DE OPERACION CON LA PLANTA DE RELLENO HIDRAULICO N°2 (ENVIO DE PULPA DESDE EL NV-3900 A LAS LABORES DE SECCIONES 2 Y 4)

A continuación se determinará los diferentes costos unitarios que demanda la operación de rellenado de las labores de las secciones 2 y 4, utilizando la planta de relleno hidráulico N°2 B1(H-180S)

Para determinar el costo unitario de operación de la planta de R/H N°2 procederemos en dos etapas.

10.1.3.1 COSTO UNITARIO DEL RELLENO HIDRAULICO PUESTO EN LA PLANTA R/H N°2

- Vida Económica de tuberías 1'368,000 tm-relave
- Vida Económica de ciclones 350,000 tm-relave
- Tonelaje promedio de Relave enviado por B0 (H-225) a NV-3900 = 339,924 tm-relave/año
- Período de depreciación 8 años
- Monto de inversión en la Planta R/H N°1 989,636 U\$ (1'188,385 - 179,077 - 60% (32,786))
- Monto de inversión en tuberías y accesorios 179,077 U\$
- Monto de inversión en ciclones 60%(32,786) 19,672 U\$

A.1) Depreciación de Inversión en la Planta R/H N°1

Depreciación = 989,636 U\$/8 años = 123,704.5 U\$/Año

Costo Unitario = 123,704.5 / 339,924

Costo Unitario = 0.3639 U\$/tm-relave

A.2) Costo de tuberías y accesorios

Costo unitario = 179,077 U\$ / 1'368,000 tm-relave

Costo Unitario = 0.1309 U\$/tm-relave

A.3) Costo de Ciclones

Costo Unitario = 19,672 U\$/350,000 tm-relave

Costo Unitario = 0.0562 U\$/tm-relave

A.4) Intereses del Monto de Inversión

Se trata de determinar el costo del dinero que se invierte en construir la Planta de relleno hidráulico N°1 (modificado) y la respectiva red de tuberías de R/H y línea de teléfono.

$$\text{Interés} = \frac{1'188,383 \text{ U\$} \times 9.4\% \times (9/16)}{339,924 \text{ tm-relave}}$$

Intereses = 0.1848 U\$/tm-relave

A.5) Costo de Energía

1) En la Planta de relleno Hidráulico N°1 (modificado) tenemos los siguientes equipos que funcionan con motor eléctrico.

Equipo	Hp	Kw
Una bomba (B0) Mars H-225	1,020	760
Una bomba SRL de 8" x 6"	75	56
Un agitador (pulpa)	18	13.5
Total	1,113 Hp	829.5 Kw

2) Tipos de Potencias

Potencia Activa = 0.95 x 829.5 = 788.025 Kw

Potencia Reactiva = 788.025 x 0.3287 = 259.024 Kvar

3) Precio de compra de energía a terceros

(tarifa 34 industrial mayor)

- Máxima demanda = 3.1637 U\$/kw-mes

- Energía activa diurna = 0.0148 U\$/kw-hr

- Energía Activa Nocturna = 0.0083 U\$/kw-hr

- Energía reactiva = 0.0059 U\$/kvar-hr

4) Consumo Mensual

- Tonelaje promedio de relave enviado por B0(H-225)

= 47,111 tm-relave/mes

- A labores de sección N°3 = 18,784 tm/mes; 198 hrs.

- A 2da estación de Bombeo NV-3900 = 28,327 tm/mes ;400 hrs

5) Consumo de Energía

Energía Activa = 788.025 Kw x 400 hrs = 315,210 kw-hr

Energía Reactiva = 259.024 Kvar x 400 hrs
= 103,609.60 Kvar-hr

6) Costo Unitario de Energía

Energía Activa = 3,089.058 U\$

((0.0148 + 0.0083)/2) U\$/Kw-hr x 315,210 kw-hr

Energía Reactiva = 611.297 U\$

(0.0059 U\$/kvar-hr) x 103,609.6 kvar-hr

Máxima Demanda = 1,495.845 U\$

Total(3,089.058 + 611.297 + 1,495.845) = 5,196.20 U\$

Costo Unitario = 5,196.20 U\$/28,327 tm-relave

Costo Unitario = 0.1834 U\$/tm-relave

A.6) Costo de Mano de Obra

Para lograr una efectiva optimización en todas y cada una de las actividades del proceso de relleno hidráulico, la organización del personal es como sigue (complemento según 10.1.2.6)

Mano de Obra en Planta de R/H Nº 1 = 1,782.884 U\$/mes

+ Recuperación de Relave = 93.645 U\$/mes

60%(3 hombres x 3.28 U\$/hombre x 10 x 1.62)

+ Optimización en ciclones = 248.443 U\$/mes

60%(2 hombres x 4.11 U\$/hombre x 30 x 1.62)

+ Operadores de Bomba B0 (H-225) = 719.086 U\$/mes

60%(6 hombres x 4.11 U\$/Hombre x 30 x 1.62)

+ Mecánico de Bomba B0 (H-225) = 240.57 U\$/mes

20%(3 hombres x 8.25 U\$/hombre x 30 x 1.62)

Mano de Obra en Mina

(envío de Relave) a NV-3900 = 598.072 U\$/mes

+ construcción de canaletas = no se utiliza
(bombeo directo a los depósitos subterráneos)

+ Preparadores = No se tiene

+ Rellenadores = No se tiene

+ Receptores de Relleno en los depósitos
subterráneos, control de nivel de agua en los
depósitos subterráneos (vasos comunicantes) =

478.224 U\$/mes

(3 hombres x 3.28 U\$/Hombre x 30 x 1.62)

+ Reparador línea de teléfono = 119.848 U\$/mes

60%(1 Hombre x 4.11 U\$/hombre x 30 x 1.62)

+ Bodeguero - No es significativo en el desglose de los costos

+ Caporales = No hay supervisión intermedia en el envío directo de pulpa al NV-3900

Supervisión = 445.824 U\$/mes

+ Ingeniero Jefe Sección relleno hidráulico
= 167.184 U\$/mes

20%(1 x 516 U\$/Mes x 1.62)

+ Ingenieros jefes de guardia = 278.640 U\$/mes
20%(2 x 430 U\$/mes x 1.62)

Finalmente sumando tenemos = 2,826.78 U\$/mes
(1,782.884 + 598.072 + 445.824)

Relave enviado a planta de
R/H N02 (NV-3900) por B0 (H-225) = 28,327 tm/mes

Costo Unitario Mano de Obra = 2,826.78 U\$/28,327 tm-relave

**Costo Unitario Mano
de Obra y supervisión = 0.0998 U\$/tm-relave**

A.7) Costo de Materiales

No se utiliza materiales en la recepción del Relleno Hidráulico, los únicos materiales que se utilizan son los referentes a la reparación de la tubería de relleno hidráulico desde B0 (H-225) hasta la recepción del relleno en los depósitos subterráneos (NV-3900), los materiales más comunes son: victaulic tipo 77 - 6"Ø, unión garra tipo 99 - 6"Ø, pernos 5/8" x 8", soldaduras diversas, empaquetaduras de plomo, llaves, válvulas, etc.

Costos de materiales (ver Item 9.1.2.7) = 420.87 U\$

Aprox (1.5% de 28,058)

Período (ver Item 9.1.2.7) = 28 meses

Volumen relleno en el período = 261,180 m³

Tonelaje de Relave enviado = 18,749 tm-relave

(261,180 x 2.01)/28

Costo Unitario de Materiales = 0.0008 U\$/tm-relave
 (420.87/28) U\$/18,749

A.8) Costo de Mantenimiento

El costo de mantenimiento de la bomba B0 (H-225), según el Item 9.1.2.8 es como sigue:

Costo Unitario Manteni. Bomba B0(H-225)= 0.0649 U\$/tm-relave
 60%(1+10%) x 0.0591 x (47,111/28,327)

A.9) Costo de Drenaje y Limpieza

El costo de drenaje del rebose del agua durante la operación de recepción del relleno en los depósitos subterráneos, ya ha sido calculado anteriormente (A.6: Control del Nivel de Agua), el costo de la limpieza de relave (producto de rebose y fugas) que inunda la sala de máquinas y otros ambientes de la estación de bombeo N02 (NV-3900), es realizado por un hombre, el mismo que trabaja también como almuerznero (trae almuerzo para el operador de la bomba B1 ya para el controlador del rebose de agua en la parte superior de los depósitos subterráneos)

Personal = 1 hombre por día

Salario = 3.28 U\$/día (Personal de contrata)

Beneficios sociales = 62%

Costo mensual = 50%(1 x 3.28 x 30 x 1.62) = 79.704 U\$

Tonelaje de Relave enviado por B0 a NV-3900 = 28,327 tm-mes

Costo Unitario Drenaje y Limpieza:

(79.704 U\$/28,327 tm-relave)

Costo Unitario Drenaje y Limpieza = 0.0028 U\$/tm-relave

Resumen de costos unitarios del relleno hidráulico puesto en la planta R/H N02 NV-3900 (Ruta N04-Alternartiva N01)

- Depreciación de la inversión en la planta R/H N01	0.3639	U\$/tm-relave
- Tuberías y accesorios	0.1309	"
- Ciclones	0.0532	"
- Intereses	0.1343	"

- Energia	0.1834	"
- Mano de Obra y Supervision	0.0998	"
- Materiales	0.0008	"
- Mantenimiento de bomba B0(H-225)..	0.0649	"
- Drenaje y limpieza	0.0028	"
	<hr/>	
Sub-Total	1.0875	U\$/tm-relave
Imprevistos 2%	0.0217	"
+5% escalamientos	0.0544	"
	<hr/>	

Costo unitario del Relleno
puesto en la planta R/H N02 = 1.1636 U\$/tm-relave

**Costo Unitario del Relleno
Hidráulico puesto en la
planta R/H N02 = 0.7309 U\$/tms-ore**

10.1.3.2 COSTO UNITARIO DE OPERACION CON LA PLANTA DE RELLENO HIDRAULICO N02 (ENVIO DE RELAVE A SECCION N04)

A continuacion se determinara los diferentes costos unitarios que demanda la operacion de rellenado a las labores de las secciones 2 y 4, utilizando la planta de relleno hidráulico N02 (Bomba B1 (H-180S)) del NV-3780

- Vida económica de tuberías	1'368,000	tm-relave
- Vida económica de ciclones (no se utiliza)	350,000	tm-relave
- Tonelaje promedio de Relave enviado por B1 (H-180S)	= 339,924	tm-relave/año
A labores de sección N02	= 9,483	tm/mes
A labores de sección N04	= 18,849	tm/mes
- Período de depreciación	8 años	
- Monto de inversión en la planta de R/H N02	468,964	U\$
- Monto de inversión en tuberías y accesorios	161,690	U\$

B.1) DEPRECIACION DE INVERSION EN LA PLANTA DE R/H N02

Depreciación = 468,964 U\$/8 años = 58,620.5 U\$/año

Costo Unitario = 58,620.5/339,924 = 0.1724 U\$/tm-relave

B.2) COSTO DE TUBERIAS Y ACCESORIOS

Costo unitario = 161,690 U\$/1'368,000 tm-relave

Costo unitario = 0.1182 U\$/tm-relave

B.3) INTERESES DEL MONTO DE INVERSION

T = Tasa de Interés Internacional (Prime Rate)

Fact Inv = Factor de Inversión = $(N+1)/2N$; N= Años

$$\text{Intereses} = \frac{\text{Monto de Inversión} \times \text{Fact. Inv.}}{\text{Peso del Relave Bombeado/Año}}$$

T = 9.40%(1988); N= 8 años

$$\text{Intereses} = \frac{\text{Monto de Inversión} \times \text{Fact. Inv.}}{\text{Peso del Relave Bombeado/Año}}$$

T = 9.40% (1988) ; N = 8 Años

$$\text{Intereses} = \frac{630,654 \times 9.40\% \times (9/16)U\$}{339,924 \text{ tm-relave}}$$

Intereses = 0.0981 U\$/tm-relave

B.4) COSTO DE ENERGIA

- En la Planta de relleno(NV-3900) tenemos los siguientes equipos que funcionan con motor eléctrico.

Equipo	Hp	Kw
Una bomba (B1) MARS H-180S	483	360 (*)
Una bomba SRL de 8" x 6"	75	56
Un agitador (Preparar Pulpa)	18	13.5
Total	576 Hp	429.5 Kw

(*) Según los cálculos la bomba B1 (H-180S) debe tener un motor de 350 Kw (Item 8.1.1.9) pero disponemos de una bomba H-180S con motor de 360 Kw.

- Tipos de Potencias

$$\text{Potencia activa} = 0.95 \times 429.5 = 408.025 \text{ Kw}$$

$$\text{Potencia reactiva} = 408.025 \times 0.3287 = 134.118 \text{ kvar}$$

(Ver Item 9.1.2.5)

- Precio de compra de Energía a terceros (Tarifa 34 Industrial Mayor)

$$\text{Máxima demanda} = 3.1637 \text{ U\$/kw - mes}$$

$$\text{Energía Activa diurna} = 0.0148 \text{ U\$/kw-hr}$$

$$\text{Energía Activa Nocturna} = 0.0083 \text{ U\$/kw-hr}$$

$$\text{Energía Reactiva} = 0.0059 \text{ U\$/kvar-hr}$$

- Consumo Mensual

Tonelaje promedio de relave enviado

por B1(H-180S) = 28,327 tm-relave

A sección N02 = 9,483 tm; 148 Horas

A sección N04 = 18,844 tm; 325 Horas

Horas de trabajo de la Planta de R/H N02 = 473 Horas

- Consumo de Energía

$$\text{Energía Activa} = 192,995.825 \text{ kw-hr}$$

$$(408.025 \text{ Kw} \times 473 \text{ Hr})$$

$$\text{Energía Reactiva} = 63,427.814 \text{ kvar-hr}$$

$$(134.118 \text{ kvar} \times 473 \text{ hr})$$

- Consumo Unitario de Energía

$$\text{Energía Activa} = 2,229.10 \text{ U\$} = 2,229.10 \text{ U\$}$$

$$((0.0148 + 0.0083)/2) \times 192,995.825$$

$$\text{Energía Reactiva} = 374.22 \text{ U\$} = 374.22 \text{ U\$}$$

$$(0.0059 \times 63,427.814)$$

$$\text{Máxima Demanda} = 3.1637 \times 408.025 = 1,290.87 \text{ U\$}$$

$$\text{Total} = 3,894.19 \text{ U\$}$$

$$\text{Costo Unitario} = 3,894.19/28,327$$

$$\text{Costo Unitario} = 0.1375 \text{ U\$/tm-relave}$$

B.5) COSTO DE MANO DE OBRA Y SUPERVISION

Para lograr una efectiva optimización en todas y cada una de las actividades unitarias del proceso de relleno

hidráulico, la organización del personal (complemento del ITEM 10.1.2.6) es como sigue:

- Mano de Obra en Planta de R/H N^o2(NV-3900)=1,160.074U\$
 - + Operadores de Bomba B1 (H-180S) = 599.23 U\$/mes
(3 Hombres x 4.11 U\$/Hombre x 30 x 1.62)
 - + Mecánico de Bomba B1 (H-180S) = 481.140 U\$
40%(3 Hombres x 8.25 U\$/Hombre x 30 x 1.62)
 - + Limpieza de Relave (producto de rebose y fugas) en la planta de R/H N^o2 = 79.704 U\$
50% (1 hombre x 3.28 U\$/hombre x 30 x 1.62)
(complemento Item 10.1.3.1-A9)

- Mano de Obra en Mina(secciones 2 y 4)=5,315.285 U\$/mes
 - + Construcción de canaletas = 191.289 U\$
60% (2 hombres x 3.28 U\$/Hombre x 30 x 1.62)
 - + Preparadores = 1,242.216 U\$
(6 Hombres x 4.26 U\$/Hombre x 30 x 1.62)
 - + Rellenadores = 2,608.654 U\$
(4.26 + 1.60 x (2/8)x 4.26) U\$/Hombre x 9 x 30 x 1.62)
 - + Reparador Línea de Teléfono = 199.746 U\$
100%(1 hombre x 4.11 U\$/hombre x 30 x 1.62)
 - + Bodeguero = 359.543 U\$
60%(3 hombres x 4.11 U\$/hombre x 30 x 1.62)
 - + Caporales = 100%(2 Hombres) x (4.59 + 1.60 x (3/8) x 4.59) U\$/Hombre x 30 x 1.62 = 713.837 U\$

- Supervisión = 891.648 U\$/mes
 - + Ing.Jefe de Sección Relleno Hidráulico= 334.368 U\$/mes
40% (1 x 516 U\$/mes x 1.62)
 - + Ings. Jefes de Guardia = 557.280 U\$/mes
40% (2 x 430 U\$/mes x 1.62)

Finalmente sumando tenemos:

(1,160.074 + 5,315.285 + 891.648 = 7,367.007 U\$/mes)

Relave enviado a secciones 2 y 4 por B1 (H-180S)= 28,327 tm/mes

Costo Unitario de Mano de Obra = 7,367.007 U\$ /28,327 tm-relave

Costo Unitario Mano de Obra y supervisión = 0.2601 U\$/tm-relave

RUTA Nº4 - ALTERNATIVA Nº1

Resúmen de Personal (Recuperación en canchas - Planta R/H Nº1 - Planta R/H Nº2)

- 3 Hombres en recuperación de relave en canchas
- 2 Hombres en optimización de recuperación en ciclones
- 09 Hombres Operadores de bomba B0 (6) y B1 (3)
- 03 Hombres como mecánico de bombas
- 02 Hombres en construcción de canaletas de drenaje
- 01 Hombre en limpieza de relave y almuerzera en estación NV-3900.
- 18 Hombres que trabajan como rellenadores
- 12 Hombres que trabajan como preparadores
- 02 Hombres reparadores línea telefónica
- 03 Hombres en bodega para materiales R/H
- 04 Hombres que trabajan como caporales
- 01 Ingeniero Jefe de Sección Relleno Hidráulico
- 02 Ingeniero Jefes de Guardia

B.6) COSTO DE MATERIALES

El costo unitario de materiales es el mismo del Item 9.1.2.7, según ello tenemos:

Costo Unitario de Materiales = 0.0561 U\$/tm-relave

B.7) COSTO DE MANTENIMIENTO DE BOMBA B1 (H-180S)

El costo unitario de mantenimiento es el mismo del Item 9.1.2.8, según ello tenemos:

Costo unitario de mantto bomba B1 (H-180S)= 0.0591 U\$/tm-relave

B.8) COSTO DE DRENAJE Y LIMPIEZA

El costo de Drenaje y Limpieza que ocasiona el envío de relave hacia las diversas labores tanto en sección Nº2 (como en sección Nº4 (Drenaje en todo los casos por gravedad), la limpieza es realizado por personal de contrata.

Personal = 08 Hombres

Salario = 3.28 U\$/día (personal de contrata)

Beneficios Sociales = 62%

Costo Mensual = 1,275.264 U\$/mes

$(08 \times 3.28 \times 30) \times 1.62$

Tonelaje de Relave enviado por la planta R/H N°2 = 28,327 tm-relave

Costo Unitario de Drenaje y Limpieza:

(1,275,264 U\$/28,327 tm)

Costo Unitario de Drenaje y Limpieza = 0.045 U\$/tm-relave

Resumen de Costos Unitarios:

- Depreciación de Inversión en la		
Planta de R/H N°2	0.1724	U\$/tm-relave
- Tuberías y accesorios	0.1182	"
- Intereses	0.0981	"
- Energía	0.1375	"
- Mano de Obra y Supervisión	0.2601	"
- Materiales	0.0561	"
- Mantenimiento de bomba B1(H-225)..	0.0591	"
- Drenaje y limpieza	0.0450	"
		<hr/>
Sub-Total	0.9465	U\$/tm-relave
Imprevistos 2%	0.0189	"
+5% escalamiento	0.0473	"
		<hr/>

Costo unitario del Relleno

Hidráulico en la planta R/H N°2 = 1.0127 U\$/tm-relave

Resumen:

Costo Unitario del Relleno Hidráulico

puesto en la planta R/H N°2 = 1.1636 U\$/tm-relave

Costo Unitario del Relleno

Hidráulico con la planta R/H N°2 = 1.0127 U\$/tm-relave

Costo Unitario Total de R/H puesto
en las labores de secciones 2 y 4 = 2.1763 U\$/tm-relave

Costo Unitario Total de R/H puesto
en las labores de secciones 2 y 4 = 4.3744 U\$/m³

Costo unitario total de R/H Puesto
en las labores de secciones 2 y 4 = 1.3670 U\$/tm-ore

10.2 ANALISIS ECONOMICO DE LA RUTA N°5 - ALTERNATIVA N°3

Al igual que el Item 10.1 se trata de determinar el costo unitario que demanda el relleno de las diversas labores en las secciones 2,3 y 4 utilizando la ruta N°5 y la alternativa N°3 en el diseño de equipos.

En la Planta de relleno hidráulico N°1 ubicado en Chicrín, se debe construir un tanque de fierro en elevación de 1,000 m³ de capacidad, en dicho tanque se almacenará las arenas gruesas del relave de la Planta Concentradora.

La segunda estación de Bombeo o Planta de relleno hidráulico N°2 se debe construir en el NV-3780 (costado del desarrollo de la rampa negativa 5400 Sur), la segunda estación de bombeo consta de:

• Sala de maquinas (Bomba, motor eléctrico, tanque de presión, etc).

• Una caverna o depósito (912 m³ de capacidad) subterráneo para almacenar arenas gruesas enviado desde la planta de relleno hidráulico N°1.

• Una caverna o depósito (796 m³ de capacidad) subterráneo para el almacenaje de agua, necesario para preparar la pulpa y también para desatoro de tubería de relleno en caso de ser necesario.

• Otros (Instalaciones eléctricas)

Para una mejor visualización ver fig. 10.1.10.2 y 10.3
La metodología del cálculo de costos en los diferentes rubros de las inversiones a realizar es similar en todas sus formas a los ya realizados en los Item(s) 10.1.1, 10.1.2 y 10.1.3

10.2.1 COSTO DE INVERSION EN OBRAS CIVILES, LABORES MINERAS, MAQUINARIA Y EQUIPO EN LAS PLANTAS DE RELLENO HIDRAULICO 1 Y 2 - RED DE TUBERIAS

Al igual que en el Item 10.1.1 se trata de determinar el valor de las diferentes obras a ejecutarse, las mismas que son necesarias para el relleno de las secciones 2,3 y 4 respectivamente, a continuación se detalla los diferentes rubros de la inversión a realizar.

A) Construcción de un Tanque Adicional en la Planta de Relleno Hidráulico N°1

Se trata de calcular el monto de la inversión que demanda la construcción de un tanque de fierro en elevación de 1,080 m³ de capacidad. El monto de la inversión ya ha sido calculado en el Item 10.1.1 (A)

Total de la inversión en la construcción de tanque adicional = 408,484.76 U\$

B) Construcción de dos Tanques para Agitador Pulpa.
Se trata de calcular el monto de la inversión que ocasiona la construcción de dos tanques agitadores (de fierro) de 3.18 m³ de capacidad c/u. Los mismos que servirán para preparar la pulpa a una determinada densidad, el monto de la inversión ya ha sido calculada en el Item 10.1.1 (B)

Total inversión en la construcción de dos tanques agitadores = 13,420 U\$

C) Construcción de Bases para la Bombas B13 (H-180S) y B14 (H-180S) y sus respectivos Motores Eléctricos y Tanques de Presión

Se trata de calcular el monto de la inversión que se necesita para la construcción de las bases de todos los componentes de las bombas B13 (envío de relave a sección 3) y B14 (envío de relave a NV-3780)

- Excavación (200 m ³), evacuación desmonte, etc:	
(144 tareas x 4.11 U\$/Tarea x 1.62)	959.0 U\$
- Fierro de construcción:	
5/8" x 30'(16 varillas x 7.23U\$/varilla)	115.68 U\$
1/2" x 30'(8 varillas x 4.26U\$/varilla)	34.08 U\$
3/8" x 30'(16 varillas x 2.60U\$/varilla)	41.60 U\$
- Alambre negro N#16(40Kgs x 0.936 U\$/Kgs)	37.44 U\$
- Clavos de alambre (32 Kgs x 1.607 U\$/Kgs)	51.42 U\$
Concreto Pre-Mezclado (210 Kgs/cm ²)	
98m ³ x 40.51 U\$/m ³ x (1 + 25%)	4,962.47 U\$
- Arena gruesa (20 m ³ x 4.11 U\$/m ³)	82.20 U\$
Hormigón (20 m ³ x 4.16 U\$/m ³)	83.20 U\$
Cemento (140 Bolsas x 2.7 U\$/Bolsa)	378.00 U\$
- Mano de Obra:	
+ Armado de fierros en zapatas	199.75 U\$
(30 tareas x 4.11 U\$/Tarea x 1.62)	

+ Encajonado con tablas para vaciado concreto (10 tareas x 4.11 U\$/Tarea x 1.62)	66.58 U\$
+ Vaciado de concreto Pre-mezclado (210 Kgs/cm ²) (50 tareas x 4.11 U\$/Tarea x 1.62)	332.91 U\$
+ Vaciado de concreto simple (costados) (30 tareas x 4.11 U\$/Tarea x 1.62)	199.75 U\$
- Supervisión (Maestro de Obra + Ing. Jefe de Obra) Excavación = 672.00 U\$ (24/30) Meses(380 U\$/mes + 460 U\$/mes)	672.00 U\$
Armado de fierros en zapatas, vaciado de concreto (7/30) Meses(380 U\$/mes + 460 U\$/mes)	196.00 U\$
Sub-Total	8,412.080 U\$
+10% Imprevistos	841.208 U\$
+15% Ganancia Contratista	1,261.812 U\$
Total Inversión	10,515.1 U\$

D) Adquisición de la Bomba (B14) H-180S - Lote de Repuestos.

De acuerdo a la cotización de la firma Comercial Andina Industrial, representante en el Perú de Mitsubishi Metal Corporation que fabrica las bombas Mars tenemos:

- Una bomba Mars Modelo H-180S	270,976 U\$FOB (Tokio)
- Flete marítimo (5%)	13,549 "
- Seguro (2%)	5,420 "

Sub-Total	289,945 U\$ CIF(CALLAO)
+ 12% AD-Valorem (desaduanaje)	32,517 "
+ 3% transporte terrestre (a la mina), seguro	8,129 "

Precio de Bomba(B14) H-180S	330,591 U\$
Lote de repuestos (20%)	66,118 "

Total inversión en bomba (B14) H-180S + repuestos =	396,709 U\$
--	--------------------

E) Adquisición del motor eléctrico para la bomba (B14) H-180S.

Igual que el caso anterior tenemos (motor asea de rotor bobinado, potencia nominal 300 KW; 440 voltios, 60 HZ, 8 polos)

- Un motor eléctrico (300 kw)	129,431 U\$	
- Flete marítimo (5%)	6,472 U\$	
- Seguro (2%)	2,589 U\$	
		<hr/>
Sub-Total	138,492 U\$	CIF(CALLAO)
+12% AD-Valorem (desaduanaje)	15,532 U\$	
+3% transporte terrestre (a la mina), seguro	3,883 U\$	
		<hr/>
Total inversión en motor eléctrico	157,907 U\$	

F) Adquisición de la bomba (B13) H-180S; Lote de repuestos

+ Una bomba Mars H-180S	270,976 U\$	FOB(Tokio)
+ Flete Marítimo (5%)	13,549	"
- Seguro (2%)	5,420	"
		<hr/>
Sub-Total	289,945U\$	CIF(CALLAO)
+12% AD-Valorem (desaduanaje)	32,945	"
+3% Transporte terrestre (a la mina), seguro	8,129	"
		<hr/>
Precio de Bomba (B13) H-180S	330,591 U\$	
- Lote de repuestos (20%)	66,118 U\$	
		<hr/>

Total inversión en bomba (B13) H-180S + Repuestos = 396,709 U\$

G) Adquisición del motor eléctrico para la bomba (B13) H-180S

El motor que debe hacer funcionar la Bomba B13 es: motor Asea de rotor bobinado, potencia nominal 350 kw, 440 Voltios, 60 HZ, 8 polos.

- Un motor eléctrico (350 kw)	146,710 U\$	FOB(Tokio)
+ Flete Marítimo (5%)	7,336	"

- Seguro (2%)	2,934 "
Sub-Total	156,980U\$ CIF(CALLAO)
+12% AD-Valorem (desaduanaje)	17,605 "
+3% Transporte terrestre (a la mina), seguro	4,401 "

Total inversión en motor eléctrico (350 Kw) Para bomba B13(H-180S) 178,986 U\$

H) Adquisición de tuberías y accesorios (red - planta R/H N°1).

De acuerdo a la cotización de la firma comercial Andina Industrial, para tuberías de acero al carbono que soportan grandes presiones, y sobre todo ofrecen una mayor duración a la abrasión y corrosión.

Parte de la red de tuberías (4"Ø) desde la mina es como sigue:

H1) Línea de tubería (4") desde la planta de relleno hidráulico N°1. hasta la planta de relleno hidráulico N°2(NV-3780) - LINEA 1

Se trata de determinar el monto de la inversión a realizar en la adquisición de los tubos de 4"Ø, los mismos que se instalarán por la ruta N°5 hasta la planta de relleno N°2.

- Longitud de tubería (1+25%)	3,123 Mts (4"Ø)
- Tubo 4"Ø (SCH-80) X 20'	13.87 \$/mt (fob)
- Flete marítimo, seguro	3.35 "
Sub-total	17.22U\$/Mt (cif) CALLAO
- AD-Valoren, T.Terrestre, seguro, etc (15%)	2.58 "

Precio Unitario Tubo Puesto en mina 19.80 U\$/Mt

Sub-Total Monto invertido (3,123 Mts x 19.80 U\$/mt)= 61,835 U\$
+15% accesorios de tubería 9,275 U\$

Total monto invertido en H1(línea 1) 71,110 U\$

H.2) Línea de Tubería (4"Ø) desde la planta de relleno hidráulico N°1 a sección N°3 - LINEA 2

actualmente las labores de la sección N°3 son rellenas mediante una red de tubería de 4"Ø (línea 2); la red consta de un troncal y redes secundarias, para efectos de la evaluación económica solo consideraremos el cambio de los tubos usados de la red troncal (mayor desgaste).

- Longitud de tuberías (1+25%) 3,897 Mts (4"Ø)

- Precio Unitario tubo puesto en mina 19.80 U\$/Mt

- Sub-Total Monto invertido

(3,897 Mts x 19.80 U\$/Mt) 77,161 U\$

+15% accesorios de tubería 11,574 U\$

Total de Monto invertido en H.2 (Línea 2) 88,735 U\$

H.3) Línea de tubería (4"Ø) desde la planta de relleno hidráulico N°1 hasta la planta de relleno hidráulico N°2 (NV-3780), con bifurcación a la sección N°3 - Línea 3

Para lograr la óptima utilización de las bombas B13 y B14 debemos de instalar una tercera línea (línea 3) desde la planta de relleno hidráulico N°1 con bifurcación a la sección N°3 y a la planta de relleno hidráulico N°2, la línea 3 se debe utilizar indistintamente ya sea para enviar relave a la P1 R/H N°2 o para enviar relave a sección N°3 (ver fig. 23)

- Longitud Total de tubería (1 + 25%) 4,861 mts (4"Ø)

- Precio Unitario Tubo puesto en mina 19.8 U\$/mt

Sub-Total Monto Invertido

(4,861 Mts x 19.80 U\$/Mt) 96,248 U\$

+15% accesorios de tubería 14,437 "

Total Monto Invertido en H.3 (línea 3) 110,685 U\$

E) Cable Telefónico tipo 2 x 18 AWG-DWT para acometida. Para lograr la comunicación a lo largo de toda la red de tubería de relleno hidráulico, se debe instalar cable telefónico entubado, en nuestro caso tenemos:

E.1) Línea telefónica desde la planta de R/H N°1 a la sección N°3

- Longitud Total (3,117.5+0.85 * (2170)) 4,962 mts

- Precio Unitario cable acometida = 0.6194 U\$/mt

- Tubo (3/4"Ø) de fierro galvanizado = 16.40 U\$ (c/u)

Nota: Cada tubo tiene 6 mts de longitud

- Inversiones:

Cable acometida (4,962 Mts x 0.6194 U\$/Mt) = 3,073 U\$

Tubo Fe galvanizado ((4962/6) x 16.40 U\$) = 13,563 "

Accesorios y otros 15% = 2,035 "

Total de inversión en I.1

18,671 U\$

I.2) Línea Telefónica desde la Planta de R/H N°1 (CHICRIN) a la planta de R/H N°2 (NV-3780)

- Longitud total = 2,553 mts de cable acometida

(366 + 1,391 + 642 + 12 + 117 + 20x1.25 = 2,553)

- Tubo de Fe galvanizado: en el NV-3600 hasta el inicio de la rampa positiva 5418 SUR, utiliza el mismo tubo de la línea telefónica a sección N°3 (caso I.1)

= 0 + 642 + 12 + 117 + 30 = 801 mts

- Inversión:

Cable acometida (2,553 mts x 0.6194 U\$/mt) = 1,581 U\$

Tubo Fe galvanizado ((801/6) x 16.4 U\$) = 2,189 "

Accesorios y otros 15% = 328 "

Total de inversión en I.2

4,098 U\$

J) Mano de Obra en Instalaciones de Redes Tubería de Relleno Hidráulico y Línea de Teléfono.

Se trata de determinar el monto de la inversión a realizar en mano de obra, para la instalación de las tres líneas de tuberías de relleno hidráulico y líneas telefónicas.

Para una mejor evaluación procederemos a cuantificar tomando en consideración las diferentes actividades unitarias que demanda el trabajo integral.

J.1) Instalación de tubería (4"Ø) desde la planta de relleno hidráulico N°1 hasta la planta de relleno hidráulico N°2 (NV-3780) - Línea 1 (ver fig.8.17)

1. Tramo AB superficie (366 mts (61 tubos))

- Traslado y acomodo de tuberías (6 x 6) 36 tareas

- Preparador tubos curvos a medida 20 "

Preparador bases de fierro (torres) 60 "

• Instalación de tubería (15 días x 6 tareas/día)	90 "
<hr/>	
• Total tareas (AB)	206 Tareas
2. Tramo BB1 túnel 3600 (1,391 mts (232 tubos))	
- Perforación huecos para cáncamos ((1391/3) x 1.10/20) x 2 = 51	51 tareas
- Construcción de cáncamos en herrería ((1391/3) x 1.10/15) x 2 = 68	68 Tareas
- Colocado de cáncamos (con cemento) ((1391/3) x 1.10/36) x 4 = 57	57 Tareas
- Traslado y tendido de tubos (232/25) x 6 = 56	56 tareas
- Instalación de tuberías (incluye amarre) (232 tubos/8 tubos/día)x 8tarea/día	232 Tareas
- Instalación bridas (de 8 pernos) cada 24 tubos ((232/24)/3) x 2 = 6	6 tareas
- Preparador tubos curvos (bifurcación a rampa (+))	6 Tareas
<hr/>	
• Total de tareas (BB1)	476 tareas
3. Tramo B1B2 (rampa (+) 5418 Sur)	
(642 mts (107 tubos))	
- Perforación huecos para cáncamos ((642/3) x 1.15/20) x 2 = 25	25 Tareas
- Construcción de cáncamos en herrería ((642/3) x 1.15/15) x 2 = 33	33 Tareas
- Colocado de cáncamos (con cemento) ((642/3) x 1.15/36) x 2 = 14	14 Tareas
- Traslado y tendido de tubos (107/12) x 8 = 71	71 Tareas
- Instalación de tuberías (incluye amarre) (107 tubos/8 tubos/día)x12 tareas/día = 161	161 Tareas
- Instalación bridas (8 pernos) cada 24 tubos ((107/24)/3 x 2 = 3	3 tareas
- Preparar tubos curvos (3 curvas ligeras)	12 Tareas
<hr/>	
• Total tareas (B1B2)	319 Tareas

4. Tramo B2D1 (Ingreso a CH-5185)

(12 mts (3 mts c/tubo))
 Total tareas (B2D1) 7 Tareas

5. Tramo D1E1 (CH-5185)(117 mts (20 Tubos))

- Acondicionar CH-5185
 (4 hombres/día x 75días) 300 Tareas
- Perforar huecos para luego preparar
 empotrado de rieles 50 Tareas
 (4 hombres/empotrado)x10 empotrados x1.25
- Traslado de rieles cortadas 48 Tareas
 (10 unidades) y colocado en los lugares
 de empotrado (6 Hombres/día x 8 días)
- Vaciado de concreto en huecos de empotrado 125 Tareas

(6 hombres/día x (10 huecos/
 06 huecos/día) x 1.25)

- Tendido y templado de cable de acero 1"Ø
 en CH-5185 128 Tareas
 Longitud 250 Mts (doble línea)
- + Traslado del cable al NV-3780 = 12 tareas
- + Tendido en CH-5185 = 16 Tareas
- + Asegurar con grampas = 40 Tareas
- + Templado del cable con tifor = 60 Tareas
- Traslado de tuberías (117/3 = 39 Tubos) 20 Tareas
- Preparar tubos curvos a medida (04 curvas) 12 Tareas
- Presentar todos los tubos a lo largo
 de la CH-5185
 (2 soldadores+ 4 tuberos+ 4 ayud.)x 39/2 195 Tareas

Total Tareas D1E1 956 Tareas

6. Tramo E1F1 estación de Bombeo N02 (NV-3780)

Se trata de determinar el total de tareas a emplear, en la instalación de la tubería de R/H en la estación N02 hasta la descarga de la pulpa en los depósitos subterráneos.

Total Tareas E1F1 50 Tareas

Resumiendo tenemos:

Tramo AB	206 Tareas
Tramo BB1	476
Tramo B1B2	319
Tramo B2D1	07
Tramo D1E1	956
Tramo E1F1	50
<hr/>	
Sub_total	2,014 Tareas
+10% Imprevistos	201 "
Total tareas en la ejecución de J.1 =	2,215 Tareas
Monto de inversión:	
Sub-Total = 2,215 tareas x 4.11 U\$/tarea x 1.62 =	14,748 U\$
+15% utilidad contratista =	2,212 "
<hr/>	
Costo Total de mano de obra en la ejecución de J.1	= 16,960 U\$

J.2) Instalación de tubería (4"Ø) desde la planta de relleno hidráulico N°1 a sección N°3 (red troncal) - línea 2 (ver fig.8.17)

La tubería actual de 4"Ø debe ser reemplazado por tubería nueva del mismo diámetro, se utilizará los mismos cáncamos, según ello tenemos las siguientes actividades unitarias a ser evaluadas, para cada tramo:

1. Retiro de tubería (4"Ø) (Red troncal)	560 Tareas
Tramo AB =	50 Tareas
Tramo BC =	250 Tareas
Tramo CH-284 (desde NV-3600 a NV-3775) =	260 Tareas
2. Instalación de tuberías (4"Ø) nueva en red troncal	2,132 tareas
Tramo AB =	216 tareas
Tramo BC =	416 tareas
Tramo CC3 (CH-284) =	1500 tareas
<hr/>	
Sub-Total(2,132 + 560)	2,692 tareas
+10% Imprevistos	269 tareas
<hr/>	
Total tareas en la ejecución de J.2	2,961 Tareas
Monto de inversión	
Sub-total =	19,715 U\$

(2,961 tareas x 4.11 U\$/tarea x 1.62)
 +15% utilidad contratista = 2,957 "

Costo Total de Mano de Obra en la
 ejecución de J.2 = 22,672 U\$

J.3) Instalación de tubería (4"Ø) desde la Planta de relleno hidráulico N°1 hasta la planta de relleno hidráulico N°2 (NV-3780) con bifurcación a sección N°3 - línea 3 (ver fig. 23)

La línea 3 es una línea en stand by, puede ser utilizado indistintamente por las bombas B13 y B14. La línea 3 a sección N°3 sólo se considera la red troncal.

1. Tramo AB superficie (36 Mts (61 tubos))

- Traslado y acomodo de tuberías (6 x 6)	36 tareas
- Preparar tubos curvos a medida (4 x 6)	24 tareas
- Preparar bases de torres de fierro (acero)	72 tareas
- Instalación de tuberías (15 días x 6 tareas/día)	90 tareas
Total de tareas (AB)	222 tareas

2. Tramo BB1 túnel 3600 (1,391 mts (232 tubos))

- Desquinche de tramos estrechos a lo largo de BB1 Perf/vol (15 días x 3 tarea/día) + limpieza (6 días x 6 tareas/día)	81 tareas
- Perforación huecos para cáncamos ((1,391/3) x 1.10/20) x 2 = 51	51 tareas
- Construcción cáncamos en herrería ((1,391/3) x 1.10/15) x 2 = 68	68 tareas
- Colocado de cáncamos (con cemento) ((1,391/3) x 1.10/36) x 4 = 57	57 tareas
- Traslado y tendido de tubos a lo largo de BB1 ((232/25) x 6)	56 tareas
- Instalación de tuberías (incluye amarre) (232 tubos/8tubos/día) x 8 tareas/día	232 tareas
- Instalación de bridas (de 8 pernos) cada 24 tubos	06 tareas
- ((232/24)/3) x 2 = 6	

- Preparar tubos curvos (bifurcación a rampa (+))	06 tareas
	<hr/>
Total tareas (BB1)	557 tareas

3. Tramo B1B2 (Rampa (+) 5418 Sur)
(642 mts (107 tubos))

Los cálculos se han realizado en J.1-3

Total tareas (B1B2)	319 tareas
---------------------	------------

4. Tramo B2D1 (ingreso a CH-5185)(12 mts(3 mtsc/u))

Total tareas B2D1	07 tareas
-------------------	-----------

5. Tramo D1E1 (CH-5185) (117 mts(20 mts))

La línea 3 utiliza parte de la infraestructura preparada en la CH-5185 para la línea 1 (J.1-5), según ello tenemos:

- Tendido y templado de cable de acero 1"Ø en CH-5185 (es el 2do cable de acero de 1"Ø en la CH-5185)	128 tareas
- Traslado de tuberías (39 tubos de 3 mts c/u)	20 tareas
- Preparar tubos curvos a medida (4 curvas)	12 tareas
- Presentar todos los tubos a lo largo de la CH-5185	78 tareas
- Instalación de tubos en forma definitiva en CH-5185	195 tareas
	<hr/>
Total Tareas D1E1	433 tareas

6. Tramo E1F1 estación de bombeo N02(NV-3780)

Total tareas E1F1	50 tareas
-------------------	-----------

7. Tramo B1C túnel 3600 (1,170 Mts (195 tubos))

- Desquinche de tramos estrechos a lo largo de B1C. Perf/vol (13 días x 3 tareas /día) + limpieza (5 días x 6 tareas/día)	69 tareas
- Perforación huecos para cáncamos	43 tareas

$$((1,170/3) \times 1.10/20) \times 2$$

- Construcción de cáncamos en herrería ((1,170/3) x 1.10/15) x 2	57 tareas
- Colocado de cáncamos (con cemento) ((1,170/3) x 1.10/36) x 4	48 tareas
- Traslado y tendido de tubos a lo largo de B1C (195/5) x 6	47 tareas
- Instalación de tuberías (Incluye amarre) (195 tubos/8tubos/día) x 8 tareas/día	195 tareas
- Instalación bridas (de 8 pernos) cada 24 tubos ((195/24)/3) x 2	05 tareas
- Preparar tubos curvos a medida (ingreso a CH-284)	12 tareas

Total tareas B1C

476 tareas

8. Tramo CC3 (CH-284) (190.5 Mts (64 tubos))

La línea 3 en su bifurcación a la sección N93 (solo red troncal) utiliza parte de la infraestructura preparada en la CH-284 para la línea 2(J.2-2), según ello tenemos:

+ Tendido y templado de cable de acero 1"Ø en la CH-284 (es el segundo cable de acero de 1"Ø en la CH-284)	208 tareas
- Traslado de tuberías (64 tubos de 3 Mts c/u) (32 tubos de 6 mts c/u)	24 tareas
- Preparar tubos curvos a medida (18 curvas)	33 tareas
- Presentar todos los tubos a lo largo de laCH-284	127 tareas
+ Instalación de tuberías en forma definitiva en CH-284	252 tareas

Total tareas CC3 (CH-284)

644 tareas

Resumiendo tenemos:

Tramo AB (superficie)	222 tareas
Tramo BB1 (túnel 3600)	557 "
Tramo B1B2 (rampa(+))5418 Sur)	319 "
Tramo B2D1 "	07 "
Tramo D1E1 (CH-5185)	433 "
Tramo E1F1 (NV-3780)	50 "
Tramo B1C (túnel 3600)	476 "

Tramo CC3 (CH-284)	644 "
Sub-total	2,708 tareas
+10% Imprevistos	271 "
Total tareas en la ejecución de J.3 =	2,979 tareas
Monto de inversión:	
Sub-total = 19,835 U\$	19,835 U\$
(2,979 tareas x 4.11U\$/tarea x 1.62)	
+15% utilidad contratista =	2,975 U\$
Costo Total Mano de Obra en la ejecución de J.3 =	22,810 U\$

J.4) Instalación de Redes de Línea Telefónica

Se trata de determinar el monto de la inversión a realizar en mano de obra para instalación física de las redes de línea telefónica tanto a sección N°3 como a la planta de R/H N°2 (NV-3780)

J.4.1) Línea telefónica desde B13 (Planta R/H N°1) a sección N°3.

1.- Tramo AB superficie (230 Mts; línea quebrada)	22 tareas
2.- Tramo BC túnel 3600 (2,561 Mts, línea recta)	181 tareas
3.- Tramo CD CH-284 (desde NV-3600 a NV-3775)	132 tareas
4.- Redes Secundarias	380 tareas
En el NV-3600 = 95 tareas	
En el NV-3655 = 81 "	
En el NV-3715 = 109 "	
En el NV-3775 = 95 "	
5.- Otros cáncamos, traslado de tubos)	120 tareas
Sub-total	835 tareas
+10% Imprevistos	84 "
Total tareas en la ejecución de J.4.1 =	919 tareas

Monto de inversión:

Sub-total = 6,119 U\$	= 6,119 U\$
(919 tareas x 4.11U\$/tarea x 1.62)	
+15% utilidad contratista	= 918 "
<hr/>	
Costo Total Mano de Obra en la ejecución de J.4.1	= 7,037 U\$

J.4.2) Línea telefónica desde B14 (planta R/H N°1) a B15 (planta R/H N°2)

La tubería de fierro galvanizado (3/4"Ø) instalado para el caso J.4.1 contiene dos líneas de cable de acometida, una de las líneas llega hasta el inicio de la rampa positiva en el NV-3600 (rampa 5418 Sur), a partir de este punto debemos de prolongar hasta la planta R/H N°2 en el NV-3780, según ello tenemos:

1.- Tramo AB = Ya considerado en el Item J.4.1	0 tareas
2.- Tramo BB1 (BB1 + B1C = BC)	
ya considerado en el Item J.4.1	0 tareas
3.- Tramo B1B2 (((181/2561)x 642) x 1.15)	52 tareas
4.- Tramo B2D1 (((181/2561)x 12) x 1.15)	10 tareas
5.- Tramo D1E1 (((220/315.5)x 117) x 1.15)	94 tareas
6.- Tramo E1F1 (estación de Bombeo N°2)	12 tareas

Sub-total	168 tareas
+10% Imprevistos	17 tareas
<hr/>	
Total tareas en la ejecución de J.4.2	= 185 tareas

Monto de la inversión:	
Sub-total = 1,232 U\$	= 1,232 U\$
(185 tareas x 4.11 U\$/tarea x 1.62)	
+15% utilidad del contratista	= 185 U\$
<hr/>	

Costo total Mano de Obra en la ejecución de J.4.2	= 1,417 U\$
---	-------------

K) Montaje de maquinaria y equipos en la planta de R/H N°1

Se trata de determinar el monto de la inversión que demanda el montaje de las maquinarias, equipos y otros

de las bombas B13 y B14
(Bomba B13(H-180S), motor eléctrico de 350 KW, tanque de presión, tableros, redes, etc)

(Bomba B14(H-180S), motor eléctrico de 300 KW, tanque de presión, tableros, redes, etc)

- Mano de obra en montaje e instalaciones eléctricas	4,794 U\$
2 x (30 días x 12 hombres/día x 4.11 U\$/hombre x 1.62) = 4794	
- Materiales para instalaciones eléctricas	18,000 U\$
- Supervisión y prueba del sistema	19,200 U\$
03 Maestros de montaje (2 x 3 x 1200)	
02 Ingenieros responsables (2 x 2 x 3000)	
Sub-total	41,994 U\$
+15% Imprevistos	6,299 U\$

Costo total en montaje de maquinaria y equipos en la planta R/H N°1 = 48,293 U\$

L) Construcción de la estación de bombeo N°2 o planta de relleno hidráulico N°2 (planta R/H N°2) en el NV-3780

Al igual que en el Item 10.1.1-J, se trata de determinar el monto de la inversión que demanda la construcción de la planta de relleno hidráulico N°2, dicha planta consta de : Sala de máquinas, depósito de relaves (912 m³); depósito de agua (796 m³), sub-estación eléctrica y otros.

A continuación se describe todos los trabajos mineros previos a la realización de las diversas obras civiles (ver Item 10.1.1-J):

- Estudios de Factibilidad	15,000 U\$
- Trabajos mineros diversos	94,586 U\$
- Obras civiles en depósitos para almacenar relave y agua	37,714 U\$
- Construcción de bases para bomba B15 H-180S y motor eléctrico	17,915 U\$

Costo total en la construcción de
la estación de Bombeo N02 = 165,215 U\$

M) Adquisición de la Bomba B15 (H-180S) y su motor eléctrico

La bomba B15 (H-180S) de la planta de relleno hidráulico N02; será la misma que opera actualmente (Julio 1988) y envía relave para el relleno de las labores de la sección N03

La bomba actual H-180S que opera en la planta de R/H N01; será reubicado (trasladado) al NV-3780 (planta R/H N02); esta bomba ha sido adquirido en noviembre de 1979, a Julio 1988 ya ha sido depreciado, por lo tanto su valor de adquisición para el proyecto de ampliación es cero, según ello tenemos:

Costo de adquisición de la bomba B15 (H-180S) y motor eléctrico = 0.0 (se tiene)

N) Montaje de la bomba B15(H-180S) (actual) en la planta de relleno hidráulico N02 NV-3780

La bomba actual H-180S que opera en la planta de relleno hidráulico N01, cuando sea trasladado a la segunda estación de bombeo, se le denominará

B15(H-180S).....(aclaración)

Se trata de determinar el monto de la inversión que demanda el desmontaje de la bomba actual de la planta de relleno hidráulico N01 que se encuentra ubicado en Chicrín, y su posterior traslado y montaje en la planta de relleno hidráulico N02 en el NV-3780 (interior mina, costado del desarrollo de la rampa)

- | | |
|---|-----------|
| 1) Desmontaje de la bomba actual H-180S
(Planta R/H N01) | 1,200 U\$ |
| 2) Traslado de la Bomba actual H-180S desde
planta R/H N01) a la planta R/H N02
NV-3780(a través de la rampa, con equipo LDH) | 200 " |
| 3) Mano de Obra en montaje | 2,397 " |
| 4) Materiales para instalaciones eléctricas
menores | 2,000 " |

5) Supervisión del montaje de maquinaria y equipos (bomba y otros)	4,800 "
	<hr/>
Costo total montaje de la bomba B15 (H-180S)	= 10,597 U\$

0) Instalación de la línea de alta tensión desde superficie a la planta de relleno hidráulico N02 (NV-3780)

1) Acondicionar 1,150 mts (850 mts de rampa + 300 mts en superficie) de longitud.	1,904 U\$
Para instalar conductores eléctricos (apoyos) (286 tareas x 4.11 U\$/tarea x 1.62 = 1,904 U\$)	
2) Mano de Obra en instalaciones eléctricas (tendido de línea)	633 U\$
(95 tareas x 4.11U\$/tarea x 1.62 = 633 U\$)	
3) Inversión en conductores eléctricos	54,200 U\$
Cable de aluminio sin protección 3 x (300 mts x 13 U\$Mt) = 11,700 U\$	
Cable blindado submarino 850 Mts x 50 U\$/Mt = 42,500 U\$	
4) Mano de Obra en construcción de postes aéreos y cáncamos	793 U\$
5) Materiales diversos en construcción de postes	50 U\$
6) Transformador general electric 500 Kva	45,000 U\$
7) Materiales menores (fierro, soldadura, aislantes, etc)	1,000 U\$
8) Supervisión instalación línea alta tensión =	4,200 U\$
Un maestro electricista (un mes)	= 1,200 U\$
Un Ing. Electricista (un mes)	= 3,000 U\$
9) Prueba del sistema de alta tensión	= 200 U\$
	<hr/>
Costo total instalación línea de	107,980 U\$

alta tensión a planta R/H N02

P) Instalación de dos tanques para agitar pulpa en la planta R/H N02

Se trata de determinar el monto de la inversión que ocasiona la construcción de dos tanques agitadores (3.18m³ c/u), los mismos que servirán para preparar la pulpa a una determinada densidad. En el Item 10.1.1-B ya ha sido calculado, pero en nuestro caso utilizaremos los agitadores actuales de la planta de R/H N01, los mismos que serán reubicados a la planta de relleno hidráulico N02, para ello se realizará el respectivo mantenimiento general, según ello tenemos:

- Mantenimiento general de tanques agitadores (2)	= 100U\$
- Mantenimiento de ejes, paletas, rodajes, malla, etc.	= 250 "
- Cambio del tubo 10"∅ salida (Y), válvula pinch, prensa, etc	= 500 "
- Desmontaje, traslado y montaje del agitador (2) en conjunto	= 350 "
	<hr/>
Sub-total	= 1,200U\$
+10% Imprevistos	120 "
	<hr/>

Costo total instalación de dos tanques para agitar pulpa en la planta R/H N02 = 1,320U\$

Q) Mano de Obra en instalaciones de redes tubería de relleno hidráulico y línea de teléfono desde la planta de R/H N02 (NV-3780) hasta las secciones 2 y 4

Se trata de determinar el monto de la inversión a realizar en mano de obra, para realizar la instalación de las líneas de tubería de relleno hidráulico y línea telefónica tanto a sección N02, como a sección N04, para una mejor evaluación procederemos a cuantificar tomando en consideración las diferentes actividades unitarias que demanda el trabajo integral.

Q.1) Instalación de tubería (4"Ø) desde la planta de R/H N02 hacia las labores de sección N02 (ver figs.8.17 y 8.21)

1. Tramo E1-F1 NV-3780 (21 Mts (4 tubos))	15 tareas	
2. Tramo F1-G1 (CH-5185) NV-3780 a NV-3900 (141 Mts), $(765/96) \times 141 = 1,124$	1,124	"
3. Tramo G1-H1 (32 Mts) $((335/754) \times 32) \times 1.25$	18	"
4. Tramo H1-I1 (113 Mts) $((765/96) \times 113)$	900	"
5. Tramo I1-J1 (1210 Mts) $((335/754) \times 1,210)$	538	"
6. Tramo J1-K1 (495 Mts) $((765/96) \times 49.5 \times 1.1)$	434	"
7. Tramo K1-L1 (36 Mts) $((335/754) \times 36 \times 1.1)$	18	"
8. Tramo L1-M1 (58.2 Mts) $((765/96) \times 58.2 \times 1.1)$	510	"
9. Tramo M1-N1 (100 Mts) $((335/754) \times 100 \times 1.1)$	49	"
10. Tramo N1-O1 (46 Mts) $((765/96) \times 46 \times 1.1)$	403	"
11. Tramo O1-P1 (250 Mts) $((335/754) \times 250 \times 1.1)$	122	"
12. Tramo P1-R1 (43 Mts) $((765/96) \times 43 \times 1.1)$	377	"
13. Tramo R1-stope (NV 4192)(150 Mts) $(335/754) \times 150 \times 1.1 = 73$	73	"

Total tareas red principal

4,581 tareas

14. Red Secundaria

NV-3900 = 0.0 mts
NV-4000 = 0.0 "
NV-4048 = 350 "
NV-4103 = 300 "
NV-4149 = 250 "
NV-4192 = 200 "

Longitud Red = 1,100 mts

Total tareas red secundaria = 538 tareas

$(335/754) \times 1,100 \times 1.1$

Resumiendo

Red Principal	=	4,581 tareas
Red Secundaria		538

Total tareas en la ejecución de Q.1	=	5,631 tareas
-------------------------------------	---	--------------

Monto de la inversión:

Sub-total = 37,492 U\$	=	37,492 U\$
------------------------	---	------------

(5,631 tareas x 4.11 U\$/tarea x 1.62)

+15% utilidad contratista	-	5,624
---------------------------	---	-------

+5% materiales menores	=	1,875
------------------------	---	-------

(cables de amarra, grampas)

Costo total mano de obra en La ejecución de q.1	=	44,991 U\$
---	---	------------

Q.2) Instalación de tuberías (4"Ø) desde la Planta de R/H N02 hacia las labores de sección N04 (ver figuras 8.17 y 8.22)

- 1.- Tramo E1-F1 (NV-3780) = utilizará el mismo tubo para sección N02.
- 2.- Tramo F1-G1 (CH-5185) = utilizará el mismo tubo para sección N02.
- 3.- Tramo G1-H1 (NV-3900) = utilizará el mismo tubo para sección N02.
- 4.- Tramo H1-I1 (CH-640) = utilizará el mismo tubo para sección N02.
- 5.- Tramo I1-J2 (50 mts) 24 tareas
(335/754) x 50 x 1.1 = 24
- 6.- Tramo J2-K2 (44.2 mts) 423 "
(765/96) x 44.2 x 1.2(*) = 423
(*) por estar en secc.4
- 7.- Tramo K2-L2 (44 mts) 421
(765/96) x 44.0 x 1.2 = 421
- 8.- Tramo L2-M2 (425 mts) 227 "
(335/754) x 425 x 1.2 = 227

9.- Tramo M2-N2 (60 Mts)	574	"
(765/96) x 60 x 1.2 = 574		
10.- Tramo N2-02 (125 Mts)	67	"
(335/754) x 125 x 1.2 = 67		
11.- Tramo 02-P2 (64.30 Mts)	615	"
(765/96) x 64.30 x 1.2 = 615		
12.- Tramo P2-V1 (200 Mts)	107	"
(335/754) x 200 x 1.2 = 107		
	<hr/>	
Total tareas red principal	2,458	"

13.- Red Secundaria:

NV-4000 = 100 mts
NV-4050 = 450 "
NV-4095 = 480 "
NV-4154 = 150 "
NV-4218 = 250 "

Long. Red Secundaria = 1,430 mts

Total tareas red secundaria = 762 tareas

((335/754) x 1,430 x 1.2)

Resumiendo :

Red Principal	=	2,458 tareas
Red Secundaria	=	762 "
		<hr/>
Sub-total		3,220 tareas
+10% Imprevistos		322 tareas
		<hr/>

Total tareas en la ejecución = 3,542 Tareas
de q.2

Monto de la Inversión:

Sub-total = 23,583 U\$	=	23,583 U\$
(3,542 tareas x 4.11 U\$/tarea x 1.62)		
+15% utilidad contratista	=	3,537 "
+ 5% materiales menores (cables de amarra, grampas)	=	1,179 "
		<hr/>

Costo total mano de obra en
la ejecución de q.2 = 28,299 U\$

Q.3) Instalación de línea telefónica desde B15 (planta de R/H N02) ubicado en el NV-3780 hacia la sección 2

Se trata de calcular el monto de la inversión en mano de obra que demanda la instalación de la red de línea telefónica desde la planta de relleno hidráulico N02 (NV-3780) hacia las labores de la sección N02 a ser rellenas.

Para poder simplificar el proceso de cálculo, utilizaremos los mismos parámetros del Item H.3.1, según ello tenemos:

1.- Tramo E1-F1 (21 Mts)	$((181/2561) \times 21 \times 1.1)$	02 tareas
2.- Tramo F1-G1 (141 Mts)	$((220/315.5) \times 141 \times 1.1)$	108 tareas
3.- Tramo G1-H1 (32 Mts)	$((181/2561) \times 32 \times 1.1)$	03 tareas
4.- Tramo H1-I1 (113 Mts)	$((220/315.5) \times 113 \times 1.1)$	87 tareas
5.- Tramo I1-J1 (1210 Mts)	$((181/2561) \times 1210 \times 1.1)$	94 tareas
6.- Tramo J1-K1 (49.5 Mts)	$((220/315.5) \times 49.5 \times 1.1)$	35 "
7.- Tramo K1-L1 (36 Mts)	$((181/2561) \times 36 \times 1.1)$	03 "
8.- Tramo L1-M1 (58.2 Mts)	$((220/315.5) \times 58.2 \times 1.1)$	45 "
9.- Tramo M1-N1 (100 Mts)	$((181/2561) \times 100 \times 1.1)$	08 "
10.- Tramo N1-O1 (46 Mts)	$((220/256) \times 46 \times 1.1)$	04 "
11.- Tramo O1-P1 (250 Mts)	$((181/2561) \times 250 \times 1.1)$	19 "
12.- Tramo P1-R1 (43 Mts)	$((220/315.5) \times 43 \times 1.1)$	33 "
13.- Tramo R1-Stope (150 Mts)	$((181/2561) \times 150 \times 1.1)$	12 "
Total tareas Red Principal (2,249.7 mts)		453 tareas

14.- Red secundaria

NV-4000 = 0.0 mts
 NV-4080 = 250 "
 NV-4103 = 300 "
 NV-4149 = 250 "
 NV-4192 = 0.0 "

Long. Total = 800 mts x 0.85 = 680 mts
 ((181/2561) x 680 x 1.1)

Total tareas red secundaria (680 mts) = 53 tareas

15.- Otros (cáncamos, amarre, dificultad en el entubado, etc)

= 16 tareas
 Resumiendo tenemos : 453 + 53 + 16 = 522 tareas
 +10% Imprevistos = 52 tareas

Total tareas en la ejecución de q.3 = 574 tareas

Monto de inversión:

Sub-total = 3,822 U\$ = 3,822 U\$
 (574 tareas x 4.11 U\$/tarea x 1.62)

+15% utilidad contratista = 573 "

Costo total en la ejecución de q.3 = 4,395 U\$

Q.4) Instalación de línea telefónica desde B15 (planta de R/H N°2) ubicado en el NV-3780 hacia la sección N°4.

Utilizamos la misma metodología del caso anterior, según ello tenemos (cálculo simplificado)

1.- Red principal

Longitud horizontal total = E1F1 + G1H1 + I1J2 + L2M2 + N2O2 + P2V1 = 0 + 0 + 50 + 425 + 125 + 200 = 800 mts

Longitud vertical total = F1G1 + H1I1 + J2K2 + K2L2 + M2N2 + O2P2 = 0 + 0 + 44.2 + 44 + 60 + 64.30 = 212.50 mts

Total tareas red principal (1012.50 mts) = 245 tareas

((181/2561) x 800 + (220/315.5) x 212.5) x 1.2)

2.- Red secundaria

NV-4000 = 100 mts
 NV-4050 = 450 "
 NV-4095 = 480 "
 NV-4154 = 150 "

$$\begin{aligned} \text{NV-4218} &= 250 \text{ "} \\ \text{Longitud Total} &= 1,430 \text{ mts} \times 0.85 = 1,215 \text{ mts} \\ &((181/2561) \times 1215.5 \times 1.2 = 103) \end{aligned}$$

Total Tareas Red secundaria(1215.5 mts)= 103 tareas

3.- Otros: cáncamos, amarre, dificultad
en el entubado = 32 tareas
Resumiendo tenemos: (245 + 103 + 32 = 380)

Sub-total	=	380 tareas
+10% Imprevistos	=	38 "

Total tareas en la ejecución de q.4 = 418 tareas

Monto de inversión :

Sub-Total = 2,783 U\$	=	2,783 U\$
(418 tareas x 4.11 U\$/tarea x 1.62)		
+15% utilidad contratista	=	418 "

Costo total en la ejecución de q.4 = 3,201 U\$

R) Construcción de Labores Mineras

Se trata de calcular el monto de la inversión a realizar en la ejecución de diversas labores mineras, las mismas que son necesarias en la red de tubería de relleno hidráulico tanto a sección N°2 como a sección N°4, además se considera la construcción de reservorios de agua para la limpieza de la tubería en caso de atoro.

1.- Labores Mineras en la Red antes de llegar a la estación N°2

Como comentario previo señalaremos que la rampa es parte de otro proyecto, es decir esta labor ya existe, a partir de la rampa debemos de construir diversas labores, las mismas que servirán para el trazo de la red, según la figura 8.17 tenemos:

- NV-3695 (tramo B2D1)	=	12 mts (cruce)
(3,600 + 642 x (15/101.12) = NV-3,695)		
- NV-3695 (tamo D1E1 (CH-5185))	=	117 mts (Chimenea)

2.- Labores Mineras comunes a secciones 2 y 4

- NV-3780 (tramo F1G1 (CH-5185)) = 141 mts (Chimenea)
- NV-3900 (tramo G1H1) = 32 " (crucero)

3.- Labores Mineras en sección N02

- NV-4000 = 0.0 mts
- NV-4048 = 36 " (crucero)
- NV-4103 = 20 " (crucero)
- NV-4149 = 43 " (chimenea)
- NV-4192 = 0.0 "

Reservatorio de agua (NV-4192):Crucero= 20 mts(2.1x 2.8)
(20 x 10 x 3.5 = 700m³); Desquinche = 600 m³

4.- Labores Mineras en sección N04

- NV-4000 = 0.0 mts
- NV-4050 = 44 " (k2L2) Chimenea 216 (continuación)
- NV-4095 = 30 " (crucero)
- NV-4195 = 60 " (chimenea) (M2N2)
- NV-4154 = 64.3 " (chimenea) (O2P2)

Reservorio de agua (NV-4218 + 15 mts = Rampa St-22):
crucero = 20 mts (2.1 x 2.8)
(20 x 10 x 3.5 = 700 m³); Desquinche = 600 m³

Resumen General:

Cruceros = 12+ 32+ 36+ 20+ 20+ 30+ 20+ 20 = 190 mts
Chimeneas = 117+ 141+ 43+ 44+ 60+ 64.3 = 469.3 mts
Desquinches = 600 + 600 = 1,200 m³

Monto de inversión en labores Mineras:

Cruceros = 190 mts x 160 U\$.mt	= 30,400 U\$
Chimeneas = 469.3 mts x 102 U\$/mt	= 47,869 "
Desquinches = 1,200 m ³ x 15 U\$/m ³	= 18,000 "
Otros (Desquinches menores, estocadas)	= 1,100 "

Costo Total Ejecución de Labores Mineras= 97,369 U\$

S) Adquisición de Tuberías y Accesorios (Red Planta R/H N02)

De acuerdo a la cotización de la firma comercial andina Industrial, para tuberías de acero al carbono que

soportan grandes presiones, tenemos para cada sección:

S.1) Línea de tubería (4"Ø) desde la planta de relleno hidráulico N02 (NV-3780) a sección N02

- Longitud de tubería (1 + 25%)	3,687 mts (4"Ø)
- Tubo 4"Ø (SCH-80) x 20	13.87 U\$/mt (FOB) Tokio
- Flete Marítimo, Seguro	3.35 "

Sub-Total 17.22 U\$/mt (CIF) Callao

- Ad-Valorem, T. Terrestre, seguro, etc. (15%)	2.58 "
--	--------

Precio Unitario tubo puesto en mina = 19.80 U\$/mt

Sub-Total Monto Invertido (3,687 Mts x 19.8U\$/mt)	= 73,003 U\$
+15% accesorios de tubería	= 10,950 "

Total Monto Invertido en S.1 = 83,953 U\$

S.2) Línea de Tubería (4"Ø) desde la planta de relleno hidráulico N02 (NV-3780) a sección N04

En los tramos E1F1, F1G1, G1,H1 y H1I1, se utiliza el mismo tubo de la sección N02, según ello tenemos:

- Longitud de tubería (1 + 25%)	3,053 mts
- Precio Unitario tubo puesto en mina	19.80

Sub-Total monto invertido:	
(3,053 mts x 19.8 U\$/mt)	= 60,449 U\$
+15% accesorios de tubería	= 9,067 "

Total Monto invertido en S.2 = 69,516 U\$

T) Adquisición de Cable Telefónico tipo 2 x 18 AWG-DWT para acometida (Red-Planta R/H N02)

Para lograr la comunicación a lo largo de toda la red de tubería de relleno hidráulico de la planta R/H N02, se debe instalar cable telefónico entubado, según ello tenemos:

T.1) Línea telefónica desde la B15 (planta de R/H N02) a sección 4

- Longitud Total = 2,228 mts de cable de acometida
- Precio unitario cable acometida = 0.6194 U\$/mt
- Tubo (3/4"Ø) de fierro galvanizado = 16.40 U\$/Tubo
- **Inversión** : (El tubo de Fe hasta el NV-4000 (CH-640) es el mismo de secc.2)

Cable de Acometida (2,228 mts x 0.6194 U\$/mt) = 1,380 U\$

Tubo Fe Galvanizado:

((1,921/6) tubos x 1.64 U\$/tubo) = 5,251 "

Accesorios y otros 15% = 995 "

Total Inversión en T.1 = 7,626 U\$

T.2) Línea Telefónica desde B15 (Planta de R/H N02) a sección N02

- Longitud Total = 2,822 mts de cable de acometida
- Precio unitario cable acometida = 0.6194 U\$/mt
- Tubo (3/4"Ø) de Fierro galvanizado = 16.4 U\$/mt
- **Inversión**:

Cable Acometida (2,822 mts x 0.6194 U\$/mt) = 1,748 U\$

Tubo Fe galvanizado ((2,822/6) x 16.40) = 7,713 "

Accesorios y Otros 15% = 1,419 "

Total Inversión en T.2 = 10,880 U\$

RESÚMEN GENERAL DE COSTOS DE INVERSIÓN:

1) Costos de Inversión con cargo a la planta de relleno hidráulico N01

- Construcción de un tanque adicional 40% (408,485) = 163,394 U\$
- Construcción de dos tanques para agitar pulpa 40% (13,420) = 5,368 "
- Construcción de Bases para la bomba B13 y su respectivo motor eléctrico, tanque de presión (se tiene) = 0.0 "
- Adquisición de la bomba B13 (H-180S) Lote de repuestos = 396,709 "

Adquisición del motor eléctrico para la bomba B13 (H-180S)	178,986 "
Línea de tubería (4"Ø) desde la planta de relleno hidráulico N°1 a sección N°3 - Línea 2	88,735 "
Línea de tubería (4"Ø) desde la planta de relleno hidráulico N°1 a NV-3780 (planta R/H N°2) con bifurcación a sección N°3 - Línea 3 40% (110,685)	44,274 "
Línea telefónica desde la planta de R/H N°1 a sección N°3	18,671 "
Mano de obra en instalación de tubería (4"Ø) desde la planta de relleno hidráulico N°1 a sección N°3 (Red-Troncal)- Línea 2	22,672 "
Mano de obra en instalación de tubería (4"Ø) desde la planta de relleno hidráulico N°1, hasta la planta de relleno hidráulico N°2 (NV-3780) con bifurcación a sección N°3-Línea 3 40%(22,810)	9,124 "
Mano de obra en instalación de línea telefónica desde la B13 (planta de relleno hidráulico N°1) a secc. N°3	7,037 "
Montaje de Maquinaria y Equipos en la Planta de R/H N°1 50%(48,293)	24,147 "
Ciclones (5 unidades) 40%(32,786)	13,197 "
Bombas centrífugas 40% (51,255)	20,502 "
Instrumental (densímetro, teléf., etc) 40% (3,500)	1,400 "
Diversos (agasajos, móvil, drchos, etc) 40% (18,459)	7,384 "
Instalaciones Eléctricas en alta y baja tensión 50% (70,000)	35,000 "

Costo de inversión con cargo a la planta de R/H N°1 = 1'036,517 U\$

Nota : Según el Item 6.12.3

Sección N°3 = (29,905 TMS/75,000 TMS) x 100 ≈ 40%

Sección 2 y 4 = ((15,095 + 30,000) TMS/75,000 TMS) x 100 ≈ 60%

2) Costos de inversión con cargo a la planta de relleno hidráulico NQ2

Costos de inversión provenientes de la Planta de R/H NQ1	1'128,539 U\$
* Construcción de un tanque adicional 60% (408,485)	245,091 U\$
* Construcción de dos tanques para agitar la pulpa 60%(13,420)	8,052 "
* Línea de tubería (4"Ø) desde la planta de relleno hidráulico NQ1 a NV-3780 (planta R/H NQ2) con Bifurcación a sección NQ3 Línea 3 60%(110,685)	66,411 "
* Mano de obra en instalación de tubería (4"Ø) desde la planta de relleno hidráu- lico NQ1 hasta la planta de R/H NQ2 (NV- 3780) con bifurcación a secc.3-Línea 3 60%(22,810)	13,686 "
* Montaje de maquinaria y equipos en la Planta de R/H NQ1 50%(48,293)	24,147 "
* Ciclones (5 unidades) 60% (32,786)....	19,672 "
* Bombas centrífugas 60% (51,255)	30,735 "
* Instrumental 60% (3,500)	2,100 U\$
(densímetro, teléfono, etc)	
* Diversos 60%(18,459)	11,075 "
(agasajos, movilidad, derechos, etc)	
* Instalaciones eléctricas en alta y baja tensión 50% (70,000)	35,000 "
* Construcción de bases para la bomba B14 (H-180S) y su respectivo motor eléctrico tanque de presión	10,515 "
* Adquisición de la bomba B14 (H-180S) lote de repuestos	396,709 "
* Adquisición del motor eléctrico para la bomba B14 (H-180S)	157,907 "
* Línea de tubería de 4"Ø desde la planta de relleno hidráulico NQ1 a la planta de R/H NQ2 (NV-3780) Línea 1	71,110 "
* Línea telefónica desde la planta de R/H NQ1 a la planta de R/H NQ2 (NV-3780) ...	4,098 "
* Mano de Obra en instalación de tubería (4"Ø) desde la planta de R/H NQ1 hasta la	

planta de R/H NQ2 (NV-3780) Línea 1	16,960 "
* Mano de obra en instalación de línea telefónica desde la B14 (planta de R/H NQ1) a B15 (planta de R/H NQ2)	1,417 "
* Construcción de Labores mineras	
Vert Item 10.2.1/R-1	13,854 "
(12 x 160 + 117 x 102 = 13,854)	
Construcción de la estación de bombeo NQ2 o planta de relleno hidráulico NQ2 (planta de R/H NQ2) en el NV-3780	165,215 U\$
- Instalación de dos tanques para agitar pulpa en la planta R/H NQ2 en el NV-3780..	1,320 "
- Adquisición de la Bomba B15 (H-180S) (se tiene).....	0.0 "
Motor Eléctrico para Bomba B15 (H-180S) (De 390 KW)(*)	
(x) = El motor que dispone actualmente (ver ITEM 9.12.5) es de 360KW. Ello deberá ser intercambiado al fabricante por otro de 390 KW. Para lo cual debemos de pagar un adicional de 22,000 U\$	22,000 "
- Montaje de la bomba (actual) B15 (H-180S) en la planta de relleno hidráulico NQ2 (NV-3780)	10,597 "
Instalación de línea de alta tensión desde superficie (NV-4000) a la planta de relleno hidráulico-NQ2 (NV-3780).....	107,980 "
- Mano de obra en instalación de tubería (4"Ø) desde la planta de R/H NQ2 hacia las labores de sección 2	44,991 "
- Mano de obra en instalación de tubería (4"Ø) desde la planta de R/H NQ2 hacia las labores de sección 4	28,299 "
Mano de Obra en instalación de línea telefónica desde B15(planta R/H NQ2) ubicado en el NV-3780 hacia las labores de sección 2 y 4	7,596 "
Construcción de Labores Mineras	83,515 "
- Línea de tubería (4"Ø) desde la planta de R/H NQ2 (NV-3780) a sección NQ2	83,953 "
Línea de tubería (4"Ø) desde la planta de R/H NQ2 (NV-3780) a sección NQ4.....	69,516 "

- Línea telefónica desde B15 (planta de de R/H N°2) a sección N°2 10,880 "
 - Línea telefónica desde B15 (planta de R/H N°2) a sección N°4 7,626 "
 - Otros (Asesoría externa, gastos, movilidad, etc) 9,000 "
-

Costo de inversión con cargo a la planta de R/H N°2 = 1'781,027 U\$

10.2.2 COSTOS UNITARIOS DE OPERACION (RUTA N°5 ALTERNATIVA N°3) CON LA PLANTA DE R/H N°1 (ENVIO DE RELAVE A SECCION N°3 Y A LA SEGUNDA ESTACION DE BOMBEO NV-3780)

A continuación se determinará los diferentes costos unitarios que demanda la operación de relleno con la planta de relleno hidráulico N°1, para efectos de los costos, esto ha sido determinado exclusivamente para el relleno de la sección N°3 (en el resumen general de costos de inversión: costos de inversión con cargo a la planta de relleno hidráulico N°1), en la planta de R/H N°1 hay dos bombas (B13 y B14), los costos unitarios de operación de la B14 se transfieren a los costos unitarios de operación de la planta de relleno hidráulico N°2.

- Vida Económica de Tuberías(1+0%) 1'368,000 tm-relave
- vida Económica de Ciclones 350,000 tm-relave
- Tonelaje Promedio de Relave enviado 225,408 tm/año
por B13 (H-180S)
18,784 tm/mes (9,345.27 m³/mes)
- Período de Depreciación 8 años
- Monto de Inversión en la 890,394 U\$
Planta de R/H N°1
- Monto de inversión en tuberías 133,009 "
y accesorios
- Monto de Inversión en ciclones 13,114 "

10.2.2.1 Depreciación de Inversión en la Planta de Relleno Hidráulico NQ1

Depreciación = 111,299.25 U\$/Año
(890,394 U\$/8 años)

Costo Unitario = 0.4937 U\$/tm-relave
(11,299.25 U\$/225,408 tm)

10.2.2.2 Costo de tuberías y Accesorios

Costo Unitario = 0.0972 U\$/tm-relave
(133,009 U\$/1'368,000 tm)

10.2.2.3 Costo Ciclones

Costo Unitario = 0.0375 U\$/tm-relave
(13,114 U\$/350,000 tm)

10.2.2.4 Intereses del Monto de Inversión

Se trata de determinar el costo del dinero que se invierte en construir la planta de relleno hidráulico NQ1 (modificado) y la respectiva Red de tuberías de R/H y Línea de teléfono

$$\text{Intereses} = \frac{1'036,517 \times 9.40\% \times (9/16) \text{ U\$}}{225,408 \text{ tm-relave}}$$

Costo Unitario = 0.2431 U\$/tm-relave

10.2.2.5 Costo de Energía

A) En la planta de relleno hidráulico NQ1 (modificado), tenemos los siguientes equipos que funcionan con motor eléctrico:

EQUIPO	HP	KW
Una Bomba (B13) Mars H-180S ...	470	350
Una Bomba SRL de 8" x 6"	75	56
Un Agitador (preparación Pulpa) .	18	13.5
TOTAL	563	419.5

EQUIPO	HP	KW
Una Bomba (B14)Mars H-180S ...	403	300
Una Bomba SRL de 8" x 6"	75	56
Un Agitador(preparación Pulpa) .	18	13.5
TOTAL	496	369.5

Nota: Para nuestro caso consideramos 419.5 Kw

B) Tipos de Potencias.

$$\text{Potencia Activa} = 0.95 \times 419.5 = 398.525$$

$$\text{Potencia Reactiva} = 398.525 \times 0.3287 = 130.995$$

$$\text{Donde : Tan}(\text{acos}(0.95)) = 0.3287(\text{Ver Item 9.1.2.5})$$

C) Precio de compra de Energía a Terceros (Tarifa Industrial Mayor) 34

$$\text{Máxima Demanda} = 3.1637 \text{ U\$/kw-mes}$$

$$(1 + 25\%) \times 2.53097 \text{ U\$/kw-mes}$$

$$\text{Energía Activa Diurna} = 0.0148 \text{ U\$/kw-hr}$$

$$(1 + 25\%) \times 0.01183 \text{ U\$/kw-hr}$$

$$\text{Energía Activa Nocturna} = 0.0083 \text{ U\$/kw-hr}$$

$$(1 + 25\%) \times 0.00663 \text{ U\$/kw-hr}$$

$$\text{Energía Reactiva} = 0.0059 \text{ U\$/kvar-hr}$$

$$(1 + 25\%) \times 0.00473 \text{ U\$/kvar-hr}$$

D) Consumo Mensual

- Tonelaje Promedio de Relave enviado por

$$B13(H-180S) = 18,784 \text{ tm-relave/mes}$$

- Horas de trabajo de la planta de

$$R/H NQ1 (B13) = 417 \text{ Horas}$$

E) Consumo de Energía

$$\text{Energía Activa} = 398.25 \text{ kw} \times 417 \text{ hr} = 166,070.25 \text{ kw-hr}$$

$$\text{Energía Reactiva} = 130.995 \text{ kvar} \times 417 \text{ Hr} = 54,624.91 \text{ kvar-hr}$$

F) Costo Unitario de Energía

$$\text{Energía Activa} = 1,918.11 \text{ U\$} = 1,918.11 \text{ U\$}$$

$$((0.0148 + 0.0083)/2) \times 166,070.25$$

$$\text{Energía Reactiva} = 0.0059 \times 54,624.91 = 322.28 \text{ "}$$

Máxima Demanda	3.1637×398.525	= 1,260.81 "
		<hr/>
	TOTAL	= 3,501.20 U\$

Costo Unitario = $(3,501.2/18,784) = 0.1864$ U\$/tm-relave

Costo Unitario = 0.1864 U\$/tm-relave

10.2.2.6 Costo de Mano de Obra

Para lograr una efectiva optimización en todas y cada una de las actividades del proceso de relleno hidráulico, la organización del personal es como sigue:

- 1) Recuperación de Relave de canchas = 3 hombres
(solo 10 días por mes)
- 2) Optimización en ciclones (pruebas en planta R/H N01)
= 2 Hombres/Día (2 guardias)
- 3) Operadores de B13 (H-180S) = 3 Hombres/Día
- 4) Mecánico de Bombas = 3 Hombres/Día
- 5) En Mina:
 - Preparadores = 6 Hombres/Día (3 guardias)
 - Rellenadores = 9 Hombres/Día (3 guardias)
- 6) Construcción de Canaletas = 2 Hombres/Día
- 7) Reparador línea de teléfono = 1 Hombre/Día
- 8) Supervisión:
 - 1 Ingº Jefe de Sección R/H = 40%(8 Hrs)
= 3.2 Hrs/Día (solo de día)
 - 2 Ings. Jefes de Guardia = 40%(16 Hrs/Día)
= 6.4 Hrs/día (2 guardias)
 - 2 Caporales Relleno Hidráulico = 2 Hombres/Día
- 9) Bodeguero (Bodega R/H) = 1.2 Hombres/día
40% (3 Hombres/día (3 guardias))

Notas:

- 1) Los rellenos ganan 02 horas adicionales por almuerzo y cambio de guardia en el stope en relleno, además el costo horario se incrementa en un 60% por pacto colectivo.

2) Los Caporales trabajan 03 horas de sobretiempo, al igual que en el caso anterior, el costo horario se incrementa en un 60% por pacto colectivo

Mano de Obra en Planta R/H N°1 = 1,229.58 U\$/mes

- * Recuperación de Relave = 63.763 U\$/mes
40%(3 hombres x 3.28 U\$/Hombre x 10 x 1.62)
- * Optimización en ciclones = 165.629 U\$/mes
40%(2 hombres x 4.26 U\$/Hombre x 30 x 1.62)
- * Operadores de Bomba B13 (H-180S) = 599.238 U\$/mes
(3 hombres x 4.11 U\$/Hombre x 30 x 1.62)
- * Mecánico de Bombas = 400.95 U\$/mes
(1/3) x (3 hombres x 8.25 U\$/Hombre x 30 x 1.62)

Mano de Obra en Mina (secc.3) = 5,011.826 U\$/mes

- * Construcción de Canaletas = 127.526 U\$/mes
40%(2 hombres x 3.28 U\$/Hombre x 30 x 1.62)
- * Preparadores = 1,242.216 U\$/mes
(6 hombres x 4.26 U\$/Hombre x 30 x 1.62)
- * Rellenadores = (4.26 + 1.6 x (2/8) x 4.26) U\$/Hombre x 9 Hombres x 30 x 1.62 = 2,608.654 U\$/mes
- * Reparador de Línea de Teléfono = 79.898 U\$/mes
40%(1 Hombre x 4.11 U\$/Hombre x 30 x 1.62)
- * Bodeguero = 239.695 U\$/mes
(1.2 Hombres x 4.11 U\$/Hombre x 30 x 1.62)
- * Caporales = (4.59 + 1.6(3/8) x 4.59) U\$/Hombre x 2 x 30 x 1.62 = 713.837 U\$

Supervisión = 891.648 U\$/mes

- Ing° Jefe de Sección R/H = 334.368 U\$/mes
40%(1 x 516 U\$/mes x 1.62)
- Ings. Jefes de Guardia R/H = 557.280 U\$/mes
40%(2 x 430 U\$/mes x 1.62)

Finalmente sumando tenemos:

1,229.58 + 5,011.826 + 891.648 = 7,133.054 U\$/mes

- Relave enviado a sección N°3 por B13 (H-180S) = 18,784 tm/mes

- Costo Unitario Mano de Obra = 7,133.054 U\$/18,784 tm-relave

Costo Unitario Mano de obra y supervisión = 0.3797 U\$/tm-relave

10.2.2.7 Costo de Materiales

El costo unitario de materiales no varía significativamente en relación con el Item 9.1.2.7, según ello tenemos:

Costo Unitario de materiales = 0.0561 U\$/tm-Relave

10.2.2.8 Costo de Mantenimiento de Bomba B13(H-180S)

El costo de mantenimiento de la bomba B13 (H-180S), según el ITEM 9.1.2.8, es como sigue:

Costo Unitario de mantenimiento = 0.0591 U\$/tm-relave Bomba B13(H-180S)

10.2.2.9 Costo de Drenaje y Limpieza

El costo de drenaje y limpieza que ocasionan el envío de relave desde la planta de relleno hidráulico N°1 hacia las diversas labores de la sección N°3, según el ITEM 10.1.2.9 es como sigue:

Personal = 08 Hombres

Salario = 3.28 U\$/Día (personal de Contrata)

Beneficios Sociales = 62%

Costo Mensual = (08 x 3.28 x 30) x 1.62 = 1,275.264

Tonelaje de Relave enviado por planta R/H N°1 a sección N°3 = 18,784 tm-mes

- Costo Unitario Drenaje y Limpieza = 1,275.264 U\$/18,784 tm

Costo Unitario Drenaje y Limpieza = 0.06789 U\$/tm-relave

RESÚMEN DE COSTOS UNITARIOS:

- Depreciación de Inversión en la planta de R/ N°1	0.4937	U\$/tm-relave
- Tuberías y accesorios	0.0972	"
- Ciclones	0.0375	"
- Intereses	0.2431	"
- Energía	0.1864	"

- Mano de Obra y Supervisión	0.3797	"
- Materiales	0.0561	"
- Mantenimiento de Bomba B13 (H-180S).....	0.0591	"
- Drenaje y Limpieza	0.0679	"
<hr/>		
Sub-total	1.2607	U\$/tm-relave
Imprevistos 2%	0.0324	"
+5% Escalamiento	0.0810	"
<hr/>		

**- Costo Unitario Total Relleno
Hidráulico en secc. N°3 = 1.7341 U\$/tm-Relave**

**Costo Unitario Total con la
planta R/H N°1 (R/H secc.3) = 3.4855 U\$/m³**

**Costo Unitario de Operación = 1.0892 U\$/tm(ORE)
con la planta R/H N°1(R/H secc 3)**

10.2.3 COSTOS UNITARIOS DE OPERACION CON LA PLANTA DE RELLENO HIDRAULICO N°2 (ENVIO DE RELAVE DESDE EL NV-3780 A LAS LABORES DE SECCIONES 2 Y 4)

A continuación se determinará los diferentes costos unitarios que demanda la operación de rellenado de las labores de las secciones 2 y 4, utilizando la planta de relleno hidráulico N°2 (B14 (H-180S) y B15(H-180S)), para determinar el costo unitario de operación de la planta de R/H N°2, procederemos en dos etapas: **A y B**

A) Costo Unitario del Relleno Hidráulico puesto en la planta de R/H N°2 con bomba B14

Vida económica de Tuberías	1'368,000	tm-relave
Vida económica de ciclones	350,000	tm-relave
Tonelaje Promedio de Relave enviado por B14 (H-180S)	339,924	tm-relave

Período de Depreciación 8 años

- Monto de Inversión en la 971,346 U\$
 planta de R/H N01
 (1'128,539 - 60% (110,685) - 60%(32,786) - 71,110)

Monto de Inversión en Tuberías 137,521 U\$
 y accesorios
 (71,110 + 60% (110,685)) = 137,521

Monto de Inversión en Ciclones 19,672 U\$
 60% (32,786)

A.1) Depreciación de Inversión en Planta R/H N01

* Depreciación = 121,418.25 U\$/Año
 (971,346 U\$/8 años)

* Costo Unitario = 0.3572 U\$/tm-Relave
 (121,418.25 U\$/339,924 tm-Relave)

A.2) Costo de Tuberías y Accesorios

Costo Unitario = 0.1005 U\$/tm-Relave
 (137,521 U\$/1'368,000 tm)

A.3) Costo de Ciclones

Costo Unitario = 0.0562 U\$/tm-Relave
 (19,672 U\$/350,000 tm)

A.4) Intereses del Monto de Inversión

Se trata de determinar el costo del dinero que se invierte en construir la planta de relleno hidráulico N01 (modificado) y la respectiva red de tuberías de R/H y líneas de teléfono

$$\text{Intereses} = \frac{1'128,539 \times 9.4\% \times (9/16) \text{ U\$}}{339,924 \text{ tm-relave}}$$

Costo Unitario = 0.1755 U\$/tm-relave

A.5) Costo de Energía

1) En la planta de Relleno Hidráulico N°1 (modificado) tenemos los siguientes equipos que funcionan con motor eléctrico

<u>EQUIPO</u>	<u>HP</u>	<u>KW</u>
Una Bomba (B14)Mars H-180S ...	403	300
Una Bomba SRL de 8" x 6"	75	56
Un Agitador(preparación Pulpa) .	18	13.5
TOTAL	496	369.5
Una Bomba (B13)Mars H-180S ...	470	350
Una Bomba SRL de 8" x 6"	75	56
Un Agitador(preparación Pulpa) .	18	13.5
TOTAL	563	419.5

Nota: Para nuestro caso consideramos 496 Hp(369.5 Kw)

2) Tipos de potencias

Potencia Activa = $0.95 \times 369.5 = 351.025$ kw

Potencia Reactiva = $351.025 \times 0.3287 = 115.382$ kvar

Donde: $\tan(\arccos(0.95)) = 0.3287$ (Ver Item 9.1.2.5)

3) Precio de Compra de Energía a terceros (tarifa 34- Industrial Mayor)

- Máxima Demanda = 3.1637 U\$/kw-mes
- Energía Activa Diurna = 0.0148 U\$/kw-hr
- Energía Activa Nocturna = 0.0083 U\$/kw-hr
- Energía Reactiva = 0.0059 U\$/kvar-hr

4) Consumo Mensual

- Tonelaje promedio de Relave enviado por B14 = 28,327 tm-relave/mes
- Horas de trabajo de la planta de R/H N°1
con la bomba B14 = 554 Horas

5) Consumo de Energía

- Energía Activa = $351.025 \text{ kw} \times 554 \text{ hrs} = 194,467.85 \text{ kw-hr}$
- Energía Reactiva = $115.382 \text{ kvar} \times 554 \text{ hrs} = 63,921.628 \text{ Kvar-hr}$

6) Costo Unitario de Energía

- Energía Activa = 2,246.104 U\$
 $((0.0148 + 0.0083)/2) \times 194,467.85$
 - Energía Reactiva = $(0.0059 \times 63,921.628) = 377.138 \text{ U\$}$
 - Máxima Demanda = $3.1637 \times 351.025 = 1,110.538 \text{ U\$}$
-
- TOTAL = 3,733.780 U\$

Costo Unitario = $(3,733.78 \text{ U\$}/28,327 \text{ tm-relave})$

Costo Unitario Energía = 0.1318 U\$/tm-relave

A.6) Costo de Mano de Obra

Para lograr una efectiva optimización en odas y cada una de las actividades del proceso de relleno hidráulico, la organización del personal es como sigue (complemento según 10.2.2.6):

- **Mano de Obra en Planta de R/H N°1 = 1,344.276 U\$/mes**
- * Recuperación de Relave = 95.645 U\$/mes
 $60\% (3 \text{ hombres} \times 3.28 \text{ U\$/hombre} \times 10 \times 1.62)$
- * Optimización en ciclones = 248.443 U\$/mes
 $60\%(2 \text{ hombres} \times 4.26 \text{ U\$/Hombre} \times 30 \times 1.62)$
- * Operadores de Bombas = 400.95 U\$/mes
 $(1/3) \times (3 \text{ hombres} \times 8.25 \text{ U\$/hombre} \times 30 \times 1.62)$
- **Mano de Obra en Mina = 598.072 U\$/mes**
 (envío y recepción de relave al NV-3780)
- * Construcción de canaletas = No se utiliza (Bombeo directo a los depósitos subterráneos)
- * Preparadores = No se tiene
- * Rellenadores = No se tiene
- * Receptores de relleno en los depósitos subterráneos, control del nivel de agua en los depósitos subterráneos (vasos comunicantes) = 478.224 U\$/mes
 $(3 \text{ Hombres} \times 3.28 \text{ U\$/Hombres} \times 30 \times 1.62)$
- * Reparador línea de teléfono = 119.848 U\$/mes
 $60\%(1 \text{ Hombre} \times 4.11 \text{ U\$/hombre} \times 30 \times 1.62)$

* Bodeguero = No es significativo en el desglose de los costos.

* Caporales = No hay supervisión intermedia en el envío directo de pulpa.

Supervisión = 445.824 U\$/mes

* Ingº Jefe Sección R/H = 167.184 U\$/mes
20%(1 x 516 U\$/Mes x 1.62)

* Ings. Jefes de Guardia R/H = 278.64 U\$/mes
(20%(2 x 430 U\$/Mes x 1.62))

Finalmente sumando tenemos :

1,344.26 + 598.072 + 445.824 = 2,388.156 U\$/mes

Relave enviado a planta de R/H Nº2 (NV-3780) por Bomba B14 = 28,327 tm/mes

Costo Unitario Mano de Obra = (2,388.156 U\$/28,327 tm)

Costo Unitario Mano de Obra y

Supervisión = 0.0843 U\$/tm-relave

A.7) Costo de Materiales

No se utiliza materiales en la recepción del relleno hidráulico, los únicos materiales que se utilizan son los referentes a la reparación de la tubería de relleno hidráulico desde la B14 hasta la recepción del relleno en los depósitos subterráneos (NV-3780) (Victaulic tipo 77 4"Ø, unión garra tipo 99 4"Ø, pernos 5/8" x 6", soldaduras diversas, empaquetaduras de plomo, llaves, válvulas, etc.)

- Costo de materiales (ver ITEM 9.1.2.7) aprox.
(1% de 28,058) = 280.58 U\$

- Período (ver ITEM 9.1.2.7) = 28 meses

Volumen relleno en el período = 261,180 m³

- Tonelaje de Relave enviado =

= (261,180 x 2.01)/28 = 18,749 tm-relave/mes

- Costo Unitario de materiales =(280.58/28)U\$ /18,749 tm

Costo Unitario de Materiales = 0.0005 U\$/tm-relave

A.8) Costo de Mantenimiento

El costo de Mantenimiento de la Bomba B14(H-180S), según el ITEM 9.1.2.8 es como sigue:

- Costo unitario de mantenimiento
Bomba B14 (H-180S) = 0.0591 U\$/tm-relave

A.9) Costo de Drenaje y Limpieza

El costo de drenaje del rebose del agua durante la operación de recepción del relleno en los depósitos subterráneos, ya ha sido calculado anteriormente (A.6: control del nivel de agua).

El costo de la limpieza de relave (producto de rebose y fugas) que inunda la sala de máquinas y otros ambientes de la estación de Bombeo N°2 (NV-3780), es realizado por un hombre, el mismo que trabaja también como almuerjero (trae almuerzo para el operador de la Bomba B15 y para el controlador del rebose de agua en la parte superior de los depósitos subterráneos)

- Personal = 1 Hombre por día
- Salario = 3.28 U\$/día (personal de contrata)
- Beneficios sociales = 62%
- Costo mensual = 50% (1 x 3.28 x 30 x 1.62) = 79.704 U\$
- Tonelaje de relave enviado por B14 al NV-3780 = 28,327 tm-mes
- Costo Unitario Drenaje y Limpieza = (79.704 U\$/28,327 tm)

Costo Unitario Drenaje y Limpieza = 0.0028 U\$/tm-relave

**RESUMEN DE COSTOS UNITARIOS DEL RELLENO HIDRÁULICO
PUESTO EN LA PLANTA R/H N°2 POR LA BOMBA B14**

Depreciación de Inversión en la planta R/H N°1	0.3572	U\$/tm-relave
Tuberías y Accesorios	0.1005	"
Ciclones	0.0562	"
Intereses	0.1755	"
- Energía	0.1318	"

- Mano de Obra y Supervisión	0.0843	"
- Materiales	0.0005	"
- Mantenimiento	0.0591	"
- Drenaje y Limpieza	0.0028	"
<hr/>		
Sub-Total	0.9679	U\$/tm-relave
Imprevistos 2%	0.0194	"
+5% Escalamiento	0.0484	"
<hr/>		

- Costo Unitario del Relleno
Hidráulico puesto en la plan-
ta R/H N02 con B14= 1.0357 U\$/tm-relave

- Costo Unitario del Relleno hi-
dráulico puesto en la planta
R/H N02 con B14= 2.0818 U\$/m³

- Costo Unitario del Relleno
hidráulico puesto en la
planta R/H N02 con B14= 0.6506 U\$/tm-relave

**B) Costo Unitario de operación con la planta de relleno
hidraulico N02 (Envío de Relave a sección N02 y a
sección N04)**

A continuación se determinará los diferentes costos unitarios que demanda la operación de rellenado a las labores de las secciones 2 y 4, utilizando la planta de relleno hidráulico N02 (Bomba B15(H-180S)) del NV-3780

- Vida Económica de Tuberías	1'368,000	tm-relave
- Vida económica de Ciclones (No se utiliza)	350,000	tm-relave
- Tonelaje Promedio de Relave enviado por B15 (H-180S)	339,924	tm-relave/año
A labores de sección N02 =9,483 tm/mes		

A labores de sección N^o2 = 18,844 tm/mes
 Período de depreciación 8 años
 Monto de Inversión en la planta 499,019 U\$
 de R/H N^o2 (NV-3780)
 (1'781,027 - 1'128,539) - 83,953 - 69,516 = 499,019
 Monto de inversión en tuberías 153 469 U\$
 y accesorios (83,953 + 69,516 = 153,469)
 Monto de Inversión en ciclones 0.0 U\$
 (no se utiliza)

B.1) Depreciación de Inversión en la planta R/H N^o2

Depreciación = 62,377.375 U\$/año
 (499,019 U\$/8 años)

Costo Unitario = 0.1835 U\$/tm-relave
 (62,377.375 U\$/339,924 tm)

B.2) Costo de tuberías y Accesorios

Costo Unitario = 0.1122 U\$/tm-relave
 (153,469 U\$/1'368,000 tm)

B.3) Intereses del Monto de Inversión

Se trata de determinar el costo del dinero que se invierte en construir la planta de relleno hidráulico N^o2 en el NV-3780 y la respectiva red de tuberías de R/H y Línea de teléfono.

$$\text{Intereses} = \frac{652,488 \times (9.4\%) \times (9/16) \text{ U\$}}{339,924 \text{ tm-relave}}$$

Costo Unitario = 0.1015 U\$/tm-relave

B.4) Costo de Energía

1) En la planta de relleno hidráulico N^o2 (NV-3780) tenemos los siguientes equipos que funcionan con motor eléctrico

EQUIPO	HP	KW
Una Bomba B15 Mars H-180S	523	390
Una Bomba SRL de 8" x 6"	75	56
Un Agitador(preparación Pulpa) . 18		13.50
TOTAL	616	459.50

2) Tipos de Potencia

Potencia Activa = $0.95 \times 459.50 = 436.525$ kw

Potencia Reactiva = $436.525 \times 0.3287 = 143.486$ kvar

Donde: $\tan(\text{Acos}(0.95)) = 0.3287$ (Ver ITEM 9.1.2.5)

3) Precio de compra de Energía a terceros (tarifa 34- Industrial mayor)

Máxima Demanda = 3.1637 U\$/kw-mes

Energía Activa Diurna = 0.0148 U\$/kw-hr

Energía Activa Nocturna = 0.0083 U\$/kw-hr

Energía Reactiva = 0.0059 U\$/kvar-hr

4) Consumo Mensual

- Tonelaje Promedio de Relave enviado

Por B15(H-180S) = 28,327 tm-relave/mes

- Horas de Trabajo de la Planta de R/H N°2

B15(H-180S) = 511 Horas

Horas de Bombeo a sección N°2 = 194 Horas

Horas de Bombeo a sección N°4 = 317 "

5) Consumo de Energía

Energía Activa = 223,064.275 kw-hr

(436.525 kw x 511 hrs)

Energía Reactiva = 73,321.346 kvar-hr

(143.486 kvar x 511 hrs)

6) Costo Unitario de Energía

Energía Activa = 2,576.392 U\$

$((0.0148 + 0.0083)/2) \times 223,064.275$

Energía Reactiva = 432.596 U\$

$(0.0059 \times 73,321.346)$

Máxima Demanda $\approx 1,381.034 \text{ U\$}$
 (3.1637×436.525)

TOTAL $\approx 4,390.022 \text{ U\$}$

Costo Unitario = $(4,390.022 \text{ U\$}/28,327 \text{ tm})$

Costo Unitario de energía = 0.1549 U\$/tm-relave

B.5) Costo Mano de Obra y Supervisión

Para lograr una efectiva optimización en todas y cada una de las actividades del proceso de relleno hidráulico, la organización del personal es como sigue: (complemento según 10.2.2.6 y 10.3-A.6)

Mano de Obra en Planta de R/H N°2 (NV-3780) = 1,079.892 U\$

- * Operadores de Bomba B15 (H-180S) = 599.238 U\$/mes
 $(3 \text{ Hombres} \times 4.11 \text{ U\$/Hombre} \times 30 \times 1.62)$
- * Mecánico de Bomba B15 (H-180S) = 400.95 U\$/mes
 $(1/3) \times (3 \text{ Hombres} \times 8.25 \text{ U\$/Hombre} \times 30 \times 1.62)$
- * Limpieza de Relave (Producto de rebose y fugas) en la planta de R/H N°2 = 79.704 U\$/mes
 $50\% (1 \text{ Hombre} \times 3.28 \text{ U\$/Hombre} \times 30 \times 1.62)$
 (complemento ITEM 10.2.3-A.9)

Mano de Obra en Mina (secc. 2 y 4) = 5,315.285 U\$

- * Construcción de canaletas = 191.289 U\$/mes
 $60\% (2 \text{ hombres} \times 3.28 \text{ U\$/Hombre} \times 30 \times 1.62)$
- * Preparadores = 1,242.216 U\$/mes
 $(6 \text{ hombres} \times 4.26 \text{ U\$/Hombre} \times 30 \times 1.62)$
- * Rellenadores = 2,608.654 U\$/mes
 $(4.26 + 1.6 \times (2/8) \times 4.26) \times 9 \times 30 \times 1.62$

Reparador Línea de teléfono = 199.746 U\$/mes
 $100\% (1 \text{ hombre} \times 4.11 \text{ U\$/hombre} \times 30 \times 1.62)$

Bodeguero = 359.543 U\$/mes
 $60\%(3 \text{ Hombres} \times 4.11 \text{ U\$/Hombre} \times 30 \times 1.62)$

Caporales = 713.837 U\$/mes

$$100\%(2) \times (4.59 + 1.6 \times (3/8) \times 4.59) \times 30 \times 1.62$$

Supervisión = 891.648 U\$/mes

* Ingº Jefe Sección R/H = 334.368 U\$/mes

$$40\%(1 \times 516 \text{ U$/mes} \times 1.62)$$

* Ingenieros Jefes de Guardia = 557.280 U\$/mes

$$40\% (2 \times 430 \text{ U$/mes} \times 1.62)$$

Finalmente sumando tenemos :

$$1,069.892 + 5,315.285 + 891.648 = 7,286.825 \text{ U$/mes}$$

Relave enviado a secciones 2 y 4 por B15(H-180S) = 28,327 tm/mes

Costo Unitario Mano de Obra: (7,286.825 U\$/28,327 tm)

Costo Unitario Mano de Obra

y supervisión

$$= 0.2572 \text{ U$/tm-relave}$$

B.6) Costo de Materiales

El costo unitario de materiales no varía significativamente en relación con el ITEM 9.1.2.7 según ello tenemos:

Costo Unitario de materiales = 0.0561 U\$/tm-relave

B.7) Costo de Mantenimiento de la Bomba B15(H-180S)

El costo de mantenimiento de la bomba B15(H-180), según el ITEM 9.1.2.8. es como sigue:

Costo Unitario de Mantenimiento

bomba B15(H-180S)

$$= 0.0591 \text{ U$/tm-relave}$$

B.8) Costo de Drenaje y Limpieza

El costo de Drenaje y Limpieza que ocasiona el envío de relave desde la planta de relleno hidráulico N°2 hacia las diversas labores de las secciones 2 y 4, según el ITEM 10.1.2.9, es como sigue:

Personal = 08 hombres

Salario = 3.28 U\$/día (personal de contrata)

Beneficios Sociales = 62%

- Costo Mensual= $08 \times 3.28 \times 30 \times 1.62 = 1,275.264$ U\$/mes
- Tonelaje de relave enviado por planta R/H N^o2 a secciones 2 y 4 = 28,327 tm/mes
- Costo Unitario drenaje y limpieza:
(1,275.264 U\$/28,327 tm)
- Costo unitario drenaje y limpieza = 0.0450 U\$/tm-relave

RESÚMEN DE COSTOS UNITARIOS :

- Depreciación de inversión en la planta R/H N ^o 2.....	0.1835	U\$/tm-relave
- Tuberías y accesorios.....	0.1122	"
- Intereses.....	0.1015	"
- Energía.....	0.1549	"
- Mano de obra y supervisión.	0.2572	"
- Materiales.....	0.0561	"
- Mantenimiento de bomba B15 (H-180S).....	0.0591	"
- Drenaje y limpieza.....	0.0450	"

Sub Total	0.9695	U\$/tm-relave
Imprevistos 2%	0.0194	"
+ 5% Escalamiento	0.0485	"

- Costo unitario del relleno Hidráulico con la planta R/H N ^o 2.....	= 1.0374	U\$/tm-relave

Costo unitario de l relleno
 Hidráulico con la planta
 R/H N^o2.....= 2.0852 U\$/m³

Costo unitario de l relleno
 Hidráulico con la planta
 R/H N^o2.....= 0.6516 U\$/tm-ore

RESUMEN GENERAL DE COSTOS UNITARIOS :

Costo unitario del relleno
 Hidráulico puesto en la planta
 de R/H N^o2 (NV-3780)= 1.0357 U\$/tm-relave

Costo unitario del relleno
 Hidráulico con la planta de
 R/H N^o2= 1.0374 U\$ "

Costo unitario total del
 R/H puesto en las labores
 de secciones 2 y 4.....= 2.0731 U\$/tm-relave

Costo unitario total del
 R/H puesto en las labores
 de secciones 2 y 4.....= 4.1669 U\$/m³

Costo unitario total del
 R/H puesto en las labores
 de secciones 2 y 4.....= 1.3021 U\$/tm-ore

RESUMEN GENERAL DEL CAPITULO N°10

1) RUTA N°4 - ALTERNATIVA N°1 (VER FIGURA 8.3)

Costos unitarios en los primeros años :

* Costo unitario del relleno Hidráulico
en sección N°3 = **1.0758 U\$/tm-ore**

Relleno Hidráulico puesto en la planta R/H N°2 = 0.7309 U\$/tm-ore

Relleno Hidráulico con la planta R/H N°2 = 0.6361 U\$/tm-ore

* Costo unitario total del relleno hidráulico en
labores de secciones 2 y 4 = **1.3670 U\$/tm-ore**

**Cuando la inversión ha sido depreciado totalmente
tenemos :**

* Costo unitario del relleno Hidráulico
en seccion N°3 = **0.6607 U\$/tm-ore**

Relleno Hidráulico puesto en la planta R/H N°2 = 0.3621 U\$/tm-ore

Relleno Hidráulico con la planta R/H N°2 = 0.4543 U\$/tm-ore

* Costo unitario total del relleno Hidráulico
en labores de secciones 2 y 4 = **0.8164 U\$/tm-ore**

COSTO PROMEDIO DEL RELLENO MINA ATACOCHA

SECCION	PRODUCCION (tm/año)	COSTO RELLENO (U\$/tm-ore)	TIPO RELLENO	MONTO TOTAL (U\$)
2	181,140	0.8164	Hidráulico	147,882.696
3	358,860	0.6607	Hidráulico	237,098.802
4	360,000	0.8164	Hidráulico	293,904.000
TOTAL	900,000	0.7543	Hidráulico	678,885.498

2) RUTA Nº5 - ALTERNATIVA Nº3 (VER FIGURA 8.17)

- Costos unitarios en los primeros años:

* Costo unitario del relleno hidráulico
en sección 3 = **1.0892 U\$/tm-ore**

Relleno hidráulico puesto en la planta R/H Nº2 = 0.6506 U\$/tm-ore

Relleno hidráulico con la planta R/H Nº2 = 0.6516 U\$/tm-ore

* Costo unitario total del R/H en labores
de secciones 2 y 4 = **1.3022 U\$/tm-ore**

- Cuando la inversión ha sido depreciado totalmente tenemos:

* Costo unitario del relleno hidráulico
en sección 3 = **0.5941 U\$/tm-ore**

Relleno hidráulico puesto en la planta R/H Nº2 = 0.2925 U\$/tm-ore

Relleno hidráulico con la planta R/H Nº2 = 0.4600 U\$/tm-ore

* Costo unitario total del R/H en labores
de secciones 2 y 4 = **0.7525 U\$/tm-ore**

COSTO PROMEDIO DEL RELLENO MINA ATACUCHA

SECCION	PRODUCCION (tm/año)	COSTO RELLENO (U\$/tm-ore)	TIPO RELLENO	MONTO TOTAL (U\$)
2	181,140	0.7525	Hidráulico	136,307.850
3	358,860	0.5941	Hidráulico	213,198.726
4	360,000	0.7525	Hidráulico	270,900.000
TOTAL	900,000	0.6893	Hidráulico	620,406.576

CAPITULO XI

ANALISIS ECONOMICO-FINANCIERO DE RUTAS EVALUADAS

11.0 COMENTARIO

En este capítulo se realizará el análisis económico-financiero de las rutas evaluadas económicamente (costos) en el capítulo Nº 10, el análisis consiste en determinar el valor presente neto, tasa interna de retorno, relación de beneficio/costo y el período de recuperación de la inversión, para cada ruta evaluada.

La ejecución del proyecto con lleva implícitamente el ahorro en muchas actividades unitarias del proceso de relleno y afines como consecuencia de la optimización y cambio del sistema de relleno.

La ruta y alternativa seleccionada será el diseño final a ser ejecutada, ello será determinado según el análisis económico-financiero (mayor van, mayor tir, mayor (B/C) y menor período (N))

11.1 GENERALIDADES

Analizar económica y financieramente un proyecto equivale a valorizar, es decir a medir el valor en base a la comparación de los beneficios netos que genera y los costos en que incurre, el análisis económico-financiero se realiza con el objetivo de determinar si se debe invertir capital en un determinado proyecto o en otro diferente.

Una vez tomada la decisión de invertir capital en un proyecto y cuando ya ha realizado la inversión, los que suministran el capital deben conocer los resultados financieros. Para ello se establecen procedimientos que puedan registrar y resumir los movimientos financieros relacionados con la inversión determinando la eficiencia para las diversas alternativas.

Como el proyecto que estamos desarrollando no va generar utilidades por ventas de productos, sino que va generar ahorros por diferencias de costos de operación, entonces para fines del análisis económico-financiero, el ahorro se tomará como ganancia o utilidad.

11.2 FINANCIAMIENTO

La palabra financiación se utiliza para referirse estrictamente a la obtención de recursos, ya sean reales o financieros. El objeto de esta parte del estudio de pre-inversión es definir las fuentes y las condiciones en que se obtendrá los recursos necesarios para la realización de un proyecto.

Los estudios económicos se puede elaborar desde dos puntos de vista de diferentes relativos al capital usado.

A.- Se toma en cuenta el capital total utilizado independientemente de su origen, por medio de este sistema se evalúa el proyecto y no los intereses de un grupo cualquiera de proveedores de capital.

B.- Se enfoca la inversión propuesta desde el punto de vista de los proveedores de capital propio, o sea los accionistas, aquí la preocupación son los intereses de los dueños actuales de un negocio.

Para nuestro caso, el proyecto de ampliación y optimización del sistema de relleno hidráulico en la mina de Atacocha, se considerará el financiamiento desde el punto de vista del capital total.

11.3 MODALIDADES DE PAGO

Los pagos periódicos efectuados por el prestatario pueden ser de monto constante o variable.

11.3.1 Anualidades

En una serie de pagos iguales efectuados a intervalos iguales de tiempo. Las anualidades se calcula con la siguiente formula.



Dado P ; se calcula $A = ??$

i = tasa de rendimiento anual

A = anualidad ; P = valor presente , N = horizonte del proyecto

$$P = \frac{A}{(1+i)^1} + \frac{A}{(1+i)^2} + \frac{A}{(1+i)^3} + \dots + \frac{A}{(1+i)^n}$$

Simplificando tenemos:

$$A = \frac{i(1+i)^n}{((1+i)^n - 1)} \times P \quad ; \quad \text{donde} \quad \frac{i(1+i)^n}{((1+i)^n - 1)} = FRC^{i-n}$$

FRC^{i-n} = Factor de recuperación del capital, a la tasa i y en el tiempo n

11.3.2 Amortización

Es la reducción gradual de una deuda por medio de cuotas, proceso de cancelación de un activo durante un número de años.

Equivale a la disminución en el valor de planta y equipo, en un período de tiempo.

11.4 Métodos de evaluación financiera

La depreciación de la moneda es la razón que obliga a tratar de cuantificar el grado de riesgo y la rentabilidad de inversión a través de una tasa de interés pertinente, ajustándolo al riesgo.

Dependiendo de la forma como se comparte los costos con los beneficios, puede obtenerse diversos coeficientes o magnitudes, cada uno de los cuales indicará un determinado del valor del proyecto, a continuación se detallan algunos coeficientes más usados.

11.4.1 Valor Actual Neto (V.A.N.)

Llamado también valor presente neto (VPN), es la suma algebraica de los valores actualizados de los costos y beneficios por el proyecto durante su horizonte de evaluación.

A.- Valor Actualizado

En vez de hacer homogéneos los valores en términos de desembolsos anuales, se puede en términos de inversión inicial, reduciendo todos los pagos anuales al equivalente de un solo pago, efectuado junto con la inversión. La fórmula que se utiliza para su cálculo es la misma de anualidades.

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

B.- Formula del V.A.N

El valor presente neto se calcula mediante la siguiente formula:

$$V.A.N = \frac{B_0 - C_0}{(1+i)^0} + \frac{B_1 - C_1}{(1+i)^1} + \frac{B_2 - C_2}{(1+i)^2} + \dots + \frac{B_k - C_k}{(1+i)^k}$$

$K = 0, 1, 2, 3, \dots, N$ (año)

Donde :

B_k = Beneficios generados durante el período " K "

C_k = Costos incurridos en el período " K "

i = tasa de interés

n = Horizonte del proyecto

C.- Regla de decisión

Un determinado proyecto se evalúa bajo los siguientes criterios:

$V.A.N. > 0$, se realiza ó se continua el proyecto

$V.A.N. = 0$, es indiferente, entra en juego algunos factores como el riesgo

$V.A.N. < 0$, Se rechaza el proyecto

11.4.2 Tasa Interna de Retorno (T.I.R.)

Llamada también tasa interna de recuperación, se define como aquella tasa de descuento para el cual el **V.A.N.** resulta igual a cero. Se calcula generalmente por tanteos, ensayando sucesivas tasas de descuento, que aproximen el valor del **V.A.N.** cada vez más a cero

La **T.I.R.** se refleja el valor de la rentabilidad total del proyecto, es decir equivale a la tasa de interés compuesto que se tendría que obtener del capital invertido en el proyecto, para recibir un flujo de beneficios netos financieramente equivalentes a los generados por el proyecto

11.4.3 Coeficiente Beneficio - Costo (B/C)

Es el cociente que resulta de dividir la sumatoria de los beneficios actualizados entre la sumatoria de los costos actualizados, generados por el proyecto a lo

largo de su horizonte, se calcula con la siguiente formula:

$$B/C = \frac{\sum_{k=0}^{k=n} \frac{B_k}{(1+i)^k}}{\sum_{k=0}^{k=n} \frac{C_k}{(1+i)^k}}$$

11.4.4 Período de Recuperación de la Inversión (\tilde{n})

Se define como el tiempo que se requiere para que los beneficios netos del proyecto compensen al costo de inversión.

11.5 ANALISIS ECONOMICO / FINANCIERO DE RUTAS EVALUADAS: PROYECTO DE AMPLIACION Y OPTIMIZACION DEL SISTEMA DE RELLENO HIDRAULICO EN LA MINA ATACOCHA

El proyecto ha sido realizado con el propósito de reducir los costos unitarios de operación en el rellenado de las labores de las secciones 2 y 4 (zona alta de atacocha y santa bárbara), así mismo hacer más eficientes todos los procesos unitarios del sistema de relleno hidráulico como consecuencia del cambio de sistema de relleno.

Las consideraciones que se tomarán en cuenta para la evaluación económica/financiera del proyecto son las siguientes:

- 1.- Al bajar los costos unitarios de operación habrá un ahorro anual por el cambio de sistema(secciones 2 y 4), el mismo que se considerará como beneficio.
- 2.- El costo del capital será de 9.4%
- 3.- El horizonte del proyecto será de 8 años
- 4.- La depreciación del monto de inversión no intervendrá en el flujo de fondos por se un valor contable en libros.
- 5.- La comparación entre el sistema actual y el proyecto se hará en base a las toneladas de mineral mensual

que se extraen, ó sea, sin ejecutar el proyecto(640,320 tms/año) y con la ejecución del proyecto(900,000 tms/año)

A continuación se muestra el análisis económico/financiero de las rutas evaluadas en el capítulo 10(Ruta Nº4 - Alternativa Nº1 y la ruta Nº5 - Alternativa Nº3)

11.5.1 ANALISIS ECONOMICO / FINANCIERO DE LA RUTA Nº4 - ALTERNATIVA Nº1

A.- Monto de inversión global = 2'841,085 U\$(P)
(1'022,046 + 1'819,039)

B.- Costo promedio de relleno mina Atacocha año 1989, del capítulo Nº9 tenemos:

SECCION	PRODUCCION (tm/año)	COSTO RELLENO (U\$/tm-ore)	TIPO DE RELLENO	MONTO TOTAL (U\$)
2	109,128	3.8026	mecánico	414,970.133
2	36,864	5.9751	chancado	220,266.086
3	358,860	0.6089	hidráulico	218,509.854
4	<u>135,468</u>	<u>4.3981</u>	<u>chancado</u>	<u>595,801.811</u>
TOTAL	640,230	2.2638	MIXTO	1'449,547.884

Costo unitario promedio del relleno en la mina Atacocha(1989) = 2.2638 U\$/tms-ore

C.- Costo promedio del relleno mina Atacocha
(Proyecto ruta Nº4 - Alternativa 1)

Del capítulo Nº 10 tenemos:

Relleno hidráulico a sección Nº3 (Bomba Bo (H-225))

- Tuberías y accesorios.....	0.2137	U\$/tm-relave
- Ciclones.....	0.0375	"
- Energía.....	0.1651	"
- Mano de obra y supervisión.....	0.3776	"
- Materiales.....	0.0561	"

- Mantenimiento de bomba		
Bo (H-225).....	0.0652	"
- Drenaje y limpieza.....	0.0679	"
sub-total.....	0.9831	U\$/tm-relave
+ 2% imprevistos.....	0.0197	"
+ 5% Escalamiento.....	0.0491	"
TOTAL	1.0519	U\$/tm-relave (1.0519 x (2.01/3.2))

Costo unitario R/H a sección N03 = 0.6607 U\$/tm-ore
(ruta n04 - alternativa 1)

**C.1) Relleno hidráulico a secciones 2 y 4
(Bomba Bo(H-225) + Bomba B1(H-180S))**

	al NV-3900 (con Bo)	del NV-3900 (con B1)	Total U\$/tm-relave
Tub. y acces.	0.1309	0.1182	0.2491
Ciclones.....	0.0562	-----	0.0562
Energía.....	0.1834	0.1375	0.3209
Mano de obra y supervisión.....	0.0998	0.2601	0.3599
Materiales.....	0.0008	0.0561	0.0569
Mantenimiento de bomba Bo y B1.....	0.0649	0.0591	0.1240
Drenaje y limpieza...	0.0028	0.0450	0.0478
sub-total.....		1.2148	U\$/tm-relave
+ 2% imprevistos.....		0.0243	"
+ 5% Escalamiento.....		0.0607	"
TOTAL		1.2998	U\$/tm-relave (1.2998 x (2.01/3.2))

Costo unitario R/H a secciones 2 y 4 = 0.8164 U\$/tm-ore

RESUMIENDO TENEMOS:

SECCION	PRODUCCION (tm/año)	COSTO RELLENO (U\$/tm-ore)	TIPO DE RELLENO	MONTO TOTAL (U\$)
2	181,140	0.8164	hidráulico	147,882.696
3	358,860	0.6607	hidráulico	237,098.802
4	360,000	0.8164	hidráulico	293,904.000
TOTAL	900,000	0.7543	hidráulico	678,885.498

**Costo unitario promedio del
relleno en la mina Atacocha(1988)= 0.7543 U\$/tms-ore**

D.- Ahorro ó beneficio por cambio de sistema de relleno

El ahorro anual en U\$/tm-ore, que se obtendrá por implementar el proyecto de ampliación y optimización del relleno hidráulico(Ruta N04 - Alternativa N01) es como sigue:

Ahorro unitario = sistema actual - proyecto

Ahorro unitario = (2.2638 - 0.7543) U\$/tm-ore

Ahorro unitario = 1.5095 U\$/tm-ore

Ahorro total = (1.5095 U\$/tm-ore) x 900,000 tm-ore

Ahorro total = 1'358,550 U\$

Ahorro anual = 1'358,550 U\$

E.- Beneficios adicionales(Ba) que origina el cambio de sistema de relleno (de relleno mecánico-chancado a relleno hidráulico)

El cambio de sistema de relleno en labores de secciones 2 y 4 ocasiona beneficios inmediatos en el proceso de explotación, para poder cuantificar los diversos beneficios, la evaluación lo realizaremos en diferentes actividades unitarias como son:

E.1) Disminución en el consumo de madera

Consumo unitario promedio

(a Julio 1988) = $2.48 \text{ P}^2/\text{tm-ore}$ (labrada)

Consumo unitario promedio

(a Julio 1988) = $2.14 \text{ kgs}/\text{tm-ore}$ (bruta)Precios (julio 1988): $0.0495 \text{ U\$/P}^2$; $0.0173 \text{ U\$/kgs}$

Consumo unitario promedio proyectado con relleno hidráulico:

Madera labrada = $1.28 \text{ P}^2/\text{tm-ore}$ (secc.3)Madera bruta = $1.21 \text{ kgs}/\text{tm-ore}$ (secc.3)

Producción proyectada con R/H = 181,140 tms/año

nota: no se considera a la sección 4, por ser una zona donde el consumo de madera no es significativo

Ahorro en madera = 13,674 U\$/año $((2.48 - 1.28) \times 0.0495 + (2.14 - 1.21) \times 0.0173) \times 181,140$ **E.2 Ahorro en Mano de Obra al disminuir el consumo de madera en la sección 2**

Actual (con relleno convencional) = 16 hombres

Futuro(con relleno hidráulico) = 08 hombres

disminución de personal = 8 hombres/día

Monto ahorrado = 19,875 U\$/año $(8 \text{ hombres} \times 4.26 \text{ U\$/hombre} \times 30 \times 12 \times 1.62)$

E.3) Ganancia adicional por la recuperación de reservas con la utilización de relleno hidráulico en las diversas labores de la sección N^o2, el grado de recuperación de reservas minables se incrementará considerablemente (casi a un 100%), debido a la utilización de rellenos (R/H) parciales, esto es como consecuencia del tipo de terreno de las labores de la sección N^o2 (vetas falladas con panizo, terrenos con poca capacidad para el autosostenimiento del techo), con el relleno convencional se producían derrumbes (colapsamiento del techo), en las cuales se perdían reservas minables

T.M.S. de mineral estimado a recuperar = 3,600 tm/año $(300 \text{ tm/mes}) \times 12 \text{ meses/año}$

Valor promedio del mineral recuperado = 40 U\$/tms

Cutt-Off promedio mineral sección N02 = 25 U\$/tms

Ganancia aproximada = 54,000 U\$/año

$$3,600 \text{ tm} \times (40 - 25) \text{ U\$/tm}$$

E.4) Ahorro de carros mineros al no distribuir relleno convencional en los diferentes niveles intermedio

Al cambiar el sistema de relleno en las secciones 2 y 4, ello beneficia a un ahorro en carros mineros (no se invertirá en adquirir carros mineros), según ello tenemos:

- Consumo equivalente = 14 carros mineros/año en sección 2 (para una producción de 181,140 tms)
- Consumo equivalente = 25 carros mineros/año en sección 4 (para una producción de 360,000 tms)
- Inversión por carro minero (55 P³) = 2,400 U\$/carro
- Mantenimiento carros (rodajes, platinas, jebes, pernos, soldadura y mano de obra) = 600 U\$/carro

Ahorros en carros mineros = 117,000 U\$/año

$$(14 + 25) \text{ carros/año} \times (2,400 + 600) \text{ U\$/carro}$$

E.5 Ahorro por mayor duración de cantoneras de equipos LHD al no trabajar en el acomodo del relleno convencional en sección 4

Vida adicional aproximada de cantonera de un scooptram al no acomodar relleno mecánico = 8 meses (12/8 = 1.5 cantones/año)

- Cantidad de scoops en sección 4 = 06 unidades
- cantidad de planchas (para cantoneras) no utilizadas = 6 x 15 = 9 planchas/año
- Cantidad de planchas no utilizadas para una producción de 360,000 tms/año (x)
 $x = (360,000/135,468) \times 9 \text{ planchas/año} = 24 \text{ planchas/año}$
- Cantidad de planchas no consumidas = 24 planchas/año
- Características de las planchas:
F_e al manganeso 8'x 4'x 5/8"
- Precio de cada plancha = 1,800 U\$/plancha

Mano de obra, soldadura, equipo soldar para cambiar una plancha = 10%

- Ahorro en planchas = $24 \times (1,800 \times 1.1) = 47,520 \text{ U\$/año}$
- Ahorro por menor consumo de cantoneras equipos LHD = 47,520 U\$/año

E.6) Ahorro por mayor duración de cucharas de winchas de arrastre al no trabajar en el acomodo del relleno convencional en las labores de sección 2

- Ahorro en consumo equivalente de cucharas = 12 cucharas/año
Mantenimiento cucharas (mano obra, F_e , soldadura, etc)
10% (550) = 55 U\$
- Precio de cuchara = 550 U\$/cucharas
- Ahorro en cucharas = $12 \times 550 \times 1.1 = 7,260 \text{ U\$/año}$

Ahorro por menor consumo de cucharas de winchas de arrastre = 7,260 U\$

E.7) Ahorro de energía para ventiladores al tener libre las diversas chimeneas de los stopes

- Potencia instalada de ventiladores dejados de utilizar = 320 Kw
Horas totales dejados de utilizarse = 250 hrs/mes
- Tipos de potencia
Potencia activa = $0.95 \times 320 = 304 \text{ Kw}$
Potencia reactiva = $304 \times 0.3287 = 99.92 \text{ Kvar}$
Precio de compra de energía a terceros (tarifa 34, industrial mayor)
Máxima demanda = 3.1637 U\$ Kw-mes
(se debe de continuar pagando)
Energía activa diurna = 0.0148 U\$/K-Hr
(no se usa, no se paga)
Energía activa nocturna = 0.0083 U\$/Kw-hr
(no se usa, no se paga)
Energía reactiva = 0.0059 U\$/Kvar-hr
(no se usa, no se paga)
- Costo unitario de energía
Energía activa = 877.8 U\$ = 877.80 U\$
 $((0.0148 + 0.0083)/2) \times 304 \times 250$

Energía reactiva = 147.40 U\$ = 147.40 "
 (0.0059 x 99.92) x 250

total energía = 1,025.2 U\$/mes

- Ahorro en energía para ventiladores:
 (1,025.2 U\$/mes x 12 meses)

Ahorro en energía para ventiladores = 12,302 U\$/año

E.8) Ganancia por aumento inmediato de la producción y productividad

con el cambio de sistema de relleno, la productividad y producción se incrementará notablemente, lográndose una ganancia adicional por menor empleo de mano de obra para lograr una mayor producción, según ello tenemos:

P R O D U C T I V I D A D

ITEM	SECCION Nº2	SECCION Nº4
con relleno convencional	4.69 tms/tarea	7.31 tms/tarea
con relleno hidráulico	7.00 "	10.00 " (*)

(*) = Productividad a ser lograda con relleno hidraulico

sección Nº2 :

- Producción a ser cargada con uso de R/H=181,140tms/año
 (compañía(119,552 tms) + contratatas(61,568 tms))

- Tareas a emplearse :

con relleno convencional = 25,491 tareas/año
 (119,552/4.69)

con relleno hidráulico = 17,079 tareas/año
 (119,552/7.00)

- Disminución de mano de obra = 8,412 tareas/año
 (25,491 - 17,079)

sección Nº4 :

Produc. a ser lograda con uso de R/H = 360,000 tms/año
 compañía(306,000 tms) + contratatas(54,000 tms)

- tareas a emplearse:

con relleno convencional = 41,860 tarea/año
 (306,000/7.31)

con relleno hidráulico = 30,600 tareas/año
 (306,000/10.00)

Disminución mano de obra = 11,260 tareas/año
 (41,860 - 30,600)

Ahorro por mayor producción y productividad:

(8,412 + 11,260) x 4.26 x 1.62

Ahorro por aumento de
Producción y productividad = 135,760 U\$/año

**RESUMEN DE BENEFICIOS ADICIONALES QUE OCASIONA EL CAMBIO
DE SISTEMA DE RELLENO EN SECCIONES 2 Y 4**

- disminución en el consumo de madera.....	13,674 U\$/año	
- Ahorro en mano de obra al disminuir el consumo de madera...	19,875	"
- Ganancia por recuperación óptima de recursos minables.....	54,000	"
- Ahorro por el no uso de carros mineros para el relleno.....	117.000	"
- Ahorro por el menor consumo de cantoneras en equipos LHD.....	47,520	"
- Ahorro por menor consumo de cucharas de winchas de arrastre...	7,260	"
- Ahorro en energía para ventiladores.....	12,302	"
- Ahorro por aumento de productividad.....	135,760	"

Total beneficios adicionales(Ba)= 407,381 U\$/año

**F.- Valor de rescate de instalaciones, maquinarias y
equipos (L)**

Cuando la inversión haya sido depreciada totalmente al final de octavo año, las instalaciones, maquinarias y equipos, tienen un determinado valor de rescate en el mercado, según ello tenemos:

ITEM	MONTO INVERTIDO 'A' (U\$)	VALOR DE RESCATE (U\$)	NOTA
- Bomba B0(H-225).....	657,134	446,851	(1)
- Motor eléctrico para Bo(760Kw).....	315,811	214,752	(2)

- Instalaciones eléctricas en alta y baja tensión para la planta de R/H Nº1.....	70,000	53,900	(2)
- Bomba B1(H-180S) (se tiene)	0.0	105,789	(3)
	(330,591)		
- Motor eléctrico para B1(350 Kw) (se tiene)	0.0	57,276	(3)
	(178,986)		
- Instalaciones eléctricas en alta y baja tensión desde superficie (NV-4000) a planta R/H 2	128,046	98,595	(2)
TOTAL	1'170,991 U\$	977,163 U\$	

(1) = $A - (A/25) \times 8 = (17/25) A = 68\% A$

(2) = $A - (A/35) \times 8 = (27/35) A = 77\% A$

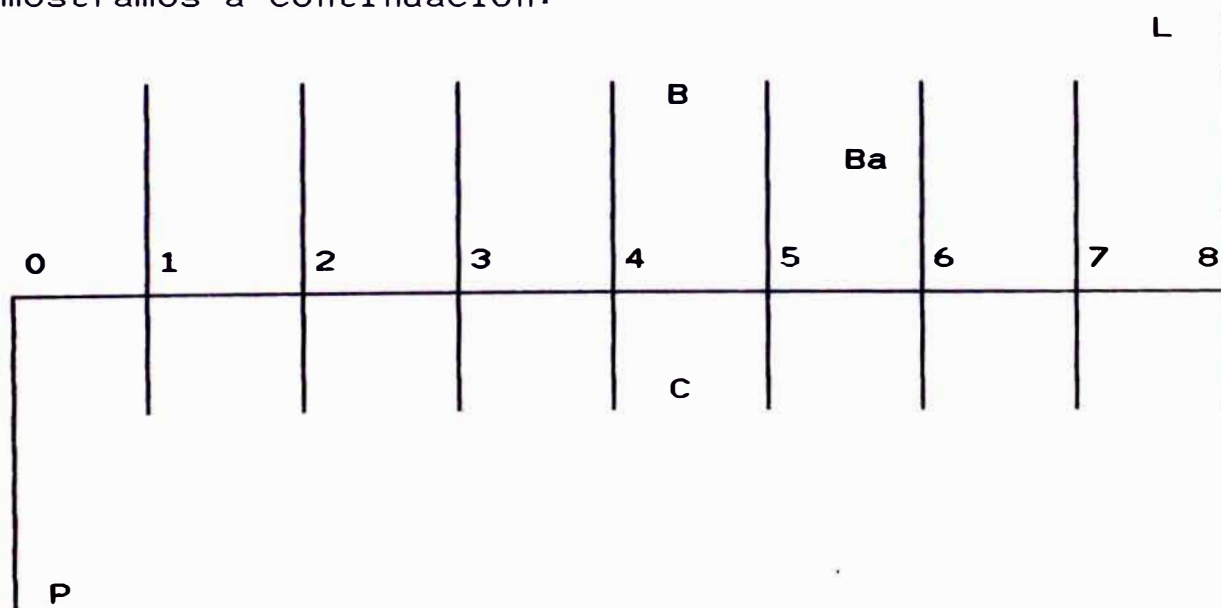
(3) = $A - (A/25) \times (9 + 8) = (8/25) A = 32\% A$

(9 = 1,988 - 1,979); (8 = Horizonte del Proyecto)

Valor de rescate de la inversión = 977,163 U\$ (L)

G.- Horizonte gráfico del proyecto

Todos los costos incurridos y beneficios generados por el proyecto se puede representar en un gráfico que mostramos a continuación:



P = 2'841,085 U\$ (Monto de Inversión Global)
C = 678,885 " (Costo anual R/H)
B = 1'358,550 " (Beneficio o ahorro anual)
Ba = 407,391 " (Beneficio adicional anual)
L = 977,163 " (Valor de rescate)
i = 9.40% " (Tasa de interés)
N = 8 años (Horizonte del proyecto)

H.- Cálculo del Valor Actual Neto (VAN)

De acuerdo a los datos mostrados en el horizonte gráfico de proyecto, procedemos a calcular el valor actual neto del proyecto en el año cero.

$$VAN = (B + Ba - C) \times FAS_i^n + L \times FSA_i^n - P$$

donde : **FAS** = Factor de actualización de una serie

FSA = Factor de Simple Actualización

$$\begin{aligned}
 VAN = & (1'358,550 + 407,391 - 678,885) \times \frac{(1+9.4\%)^8 - 1}{9.4\% \times (1+9.4\%)^8} + \\
 & + \frac{977,163}{(1+9.4\%)^8} - 2'841,085
 \end{aligned}$$

$$VAN = 3'563,395 \text{ U\$} > 0 \quad (\text{Proyecto viable})$$

I.- Cálculo de la Tasa Interna de retorno (TIR)

Haciendo el $VAN = 0$, tenemos:

$$(B + Ba) \times FAS_i^n + L \times FSA_i^n = C \times FAS_i^n + P$$

$$(1'358,550 + 407,391) \times \frac{(1+i)^8 - 1}{i(1+i)^8} + \frac{977,163}{(1+i)^8} = X1$$

$$X2 = 678,885 \times \frac{(1+i)^8 - 1}{i(1+i)^8} + 2'841,085$$

$$X1 = X2$$

$$1'087,056 \times \frac{(1+i)^8 - 1}{i(1+i)^8} + \frac{977,163}{(1+i)^8} = 2'841,085 = f_a$$

$$\frac{(1+i)^8 - 1}{i(1+i)^8} + \frac{0.8989067}{(1+i)^8} = 2.613559 = f_a$$

Tabulando tenemos : $i \quad \wedge \quad f_a$

$i = 20\%$	$f_a = 4.0462167$
$i = 25\%$	$f_a = 3.4797228$
$i = 30\%$	$f_a = 3.0348982$
$i = 35\%$	$f_a = 2.67964426$
$i = 36\%$	$f_a = 2.61723687$
$i = 36.06\% \text{ (TIR)}$	$f_a = 2.61357396$
$i = 36.07\%$	$f_a = 2.61296436$
$i = 36.1\%$	$f_a = 2.61113705$
$i = 36.4\%$	$f_a = 2.59298742$

TIR = 36.06 % > 9.4 %

J.- Período de Recuperación de la Inversión (N)

De los cálculos anteriores tenemos:

$$\frac{(1+9.4\%)^N - 1}{9.40\% \times (1+9.40\%)^N} + \frac{0.8989067}{(1+9.40\%)^N} = 2.613559$$

$$\frac{1.094^N - 1}{0.094 \times 1.094^N} + \frac{0.8989067}{1.094^N} = 2.613559 = f_a$$

Tabulando tenemos: $N \quad \wedge \quad f_a$

N = 1	$f_a = 1.73574652$
N = 1.8	$f_a = 2.35314302$
N = 1.95	$f_a = 2.46404570$
N = 2	$f_a = 2.50068238$
N = 2.1	$f_a = 2.57346386$
N = 2.155	$f_a = 2.61321584$
N = 2.2	$f_a = 2.64559440$

N = 2.155 años (25.86 meses ~ 26 meses)

K.- Relación Beneficio / Costo (Be/Co)

Del Horizonte gráfico del proyecto tenemos:

$$((B + Ba) \times FAS_i^n + L \times FSA_i^n) / (C \times FAS_i^n + P)$$

para $i = 9.4\%$; $N = 8$ años tenemos:

$$Be = ((1'358,550 + 407,391) \times \frac{1.094^8 - 1}{0.094 \times 1.094^8} + \frac{977,163}{1.094^8})$$

$$Co = (678,885 \times \frac{1.094^8 - 1}{0.094 \times 1.094^8} + 2'841,085)$$

$$(Be/Co) = 1.54 > 1 \quad (\text{Proyecto Rentable})$$

11.5.2 Análisis Económico/financiero de la Ruta N05 Alternativa N03

A.- Monto de Inversión Global = 2'817,544 U\$
(1'036,517 + 1'781,027)

B.- Costo Promedio del Relleno Mina Atacocha año 1988

Del capítulo N09 tenemos:

Relleno mecánico en sección N02 (Produciendo en la cantera San Gerardo):

- Perforación en la Cantera..... 2.3499 U\$/m³

- Voladura.....	1.9674	"
- Manipuleo del Relleno con tractor D6D..	4.7015	"
- Distribución del Relleno en Interior Mina.....	0.3413	"
- Acomodo del Relleno en stope.....	1.7107	"
- Supervisión.....	0.1774	"
- Mantenimiento West - Pas Ch-535.....	0.1240	"

Sub Total	11.3722	U\$/m ³
+ 2% Imprevistos	0.2274	"
+ 5% Escalamiento	0.5686	"

TOTAL	12.1682	U\$/m³ (12.1682/3.2)

Costo Relleno mecánico en labores de sección n°2 = 3.8026 U\$/tm-ore

**Relleno Hidráulico en sección N°3
(con bomba H-180S):**

Tuberías y Accesorios.....	0.19893	U\$/tm-relave
Ciclones.....	0.02498	"
Energía.....	0.15080	"
Mano de Obra y Supervisión.....	0.37910	"
Materiales.....	0.05611	"
Manteni. de Bomba H-180S.....	0.05910	"
Drenaje y Limpieza.....	0.03706	"

Sub Total	0.90608	U\$/tm-relave
+ 2% Imprevistos	0.01812	"
+ 5% Escalamiento	0.04530	"

TOTAL	0.9695	U\$/tm-relave (0.9695x(2.01/3.2))

Costo del R/H en sección 3 = 0.6089 U\$/tm-ore

Relleno Chancado en sección N°4 (Producto en la Cantera Santa Bárbara):

- Perforación en la Cantera.....	1.26480	U\$/m ³
- Voladura.....	1.55450	"
- Manipuleo del Relleno con tractor D6D..	3.75410	"
- Acarreo del Relleno a parrilla con CAT-930.....	4.00440	"
- Reducción de Tamaño (Trituración).....	0.4450	"
- Distribución Relleno con Volquetes.....	1.1417	"

- Acomodo del Relleno en el stope con scooptram.....	0.7814	"
- Supervisión.....	0.2074	"

Sub Total	13.1534	U\$/m ³
+ 2% Imprevistos	0.2631	"
+ 5% Escalamiento	0.6577	"

TOTAL	14.0742	U\$/m³
	(14.0742/3.2) U\$/tm-ore	

**Costo en Relleno Chancado
en labores de sección N04 = 4.3981 U\$/tm-ore**

**Relleno Chancado Producido en Santa Bárbara
y Traslado a labores de Sección N02:**

- Perforación en la Cantera.....	1.2648	U\$/m ³
- Voladura en la cantera.....	1.5545	"
- Manipuleo del Relleno con tractor D6D..	3.7541	"
- Acarreo del Relleno a parrilla con CAT-930.....	4.0044	"
- Reducción de Tamaño (Trituración).....	0.4450	"
- Distribución del Relleno con Volquetes a CH-855.....	4.4231	"
- Transporte y Distribución de Relleno en NV-4192.....	0.4185	"
- Distribución de Relleno en NV-4192.....	0.3413	"
- Acomodo de Relleno en el stope con scraper eléctrico.....	1.3981	"
- Mantenimiento West Pass (CH-535 y CH-855).....	0.0584	"
- Supervisión.....	0.2074	"

Sub Total	17.8696	U\$/m ³
+ 2% Imprevistos	0.3574	"
+ 5% Escalamiento	0.8935	"

TOTAL	19.1205	U\$/m³
	(19.1205/3.2) U\$/tm-ore	

**Costo del Relleno chancado producido
en sección 4 y trasladado a las
diversas labores de la sección N02 = 5.9751 U\$/tm-ore**

Resumiendo Tenemos:

SECCION	PRODUCCION (tm/año)	COSTO RELLENO (U\$/tm-ore)	TIPO relleno	MONTO TOTAL (U\$)
2	109,128	3.8026	mecánico	414,970.133
2	36,864	5.9751	chancado	220,266.086
3	358,860	0.6089	hidráulico	218,509.854
4	135,468	4.3981	chancado	595,801.811
TOTAL	640,320	2.2638	MIXTO	1'499,547.884

**Costo unitario promedio del relleno
en la mina Atacocha(1,988) = 2.2638 U\$/tm-ore**

**C.- Costo promedio del relleno mina Atacocha
(Proyecto: Ruta N°5 - Alternativa N°3)**

Del capítulo N° 10 tenemos:

1.- Relleno hidráulico a sección N°3(Bomba B13 (H-180S))

Tuberías y accesorios..... 0.0972 U\$/tm-relave

Ciclones..... 0.0375 "

Energía..... 0.1864 "

Mano de obra y supervisión..... 0.3797 "

Materiales..... 0.0561 "

Mantenimiento de bomba
B13 (H-180S)..... 0.0591 "

Drenaje y limpieza..... 0.0679 "

sub-total..... 0.8839 U\$/tm-relave

+ 2% imprevistos..... 0.0177 "

+ 5% Escalamiento..... 0.0442 "

TOTAL 0.9458 U\$/tm-relave
(0.9458 x (2.01/3.2))

Costo unitario R/H a sección N°3 = 0.5941 U\$/tm-ore

**2.- Relleno hidráulico a secciones 2 y 4
con : bomba B14(H-180S) + Bomba B15(H-180S))**

	al NV-3780 (con B14)	del NV-3780 (con B15)	Total U\$/tm-relave
- Tub. y acces.....	0.1005	0.1122	0.2127
- Ciclones.....	0.0562	0.0	0.0562
- Energía.....	0.1318	0.1549	0.2867
- Mano de obra y supervisión.....	0.0843	0.2572	0.3415
- Materiales.....	0.0005	0.0561	0.0566
- Mantenimiento de bomba B14 y B15....	0.0591	0.0591	0.1182
- Drenaje y limpieza	0.0028	0.0450	0.0478
sub-total.....		1.1197	U\$/tm-relave
+ 2% imprevistos.....		0.0224	"
+ 5% Escalamiento.....		0.0560	"
TOTAL		1.1981	U\$/tm-relave (1.1981 x (2.01/3.2))

Costo unitario R/H a secciones 2 y 4 = 0.7525 U\$/tm-ore

RESUMIENDO TENEMOS:

SECCION	PRODUCCION (tm/año)	COSTO RELLENO (U\$/tm-ore)	TIPO RELLENO	MONTO TOTAL (U\$)
2	181,140	0.7525	hidráulico	136,307.850
3	358,860	0.5941	hidráulico	213,198.726
4	306,000	0.7525	hidráulico	270,900.000
TOTAL	900,000	0.6893	hidráulico	620,406.576

**Costo unitario promedio del relleno
en la mina Atacocha (Proyecto R5-A3) = 0.6893 U\$/tm-ore**

D.- Ahorro o beneficio por cambio de sistema de relleno

El ahorro anual en U\$/tms-mineral(ore), que se obtendrá por implementar el proyecto de ampliación y optimización del relleno hidráulico(Ruta N°5 - Alternativa N°3) es como sigue:

Ahorro unitario = sistema actual - proyecto

Ahorro unitario = (2.2638 - 0.6893) U\$/tm-ore

Ahorro unitario = 1.5745 U\$/tm-ore

Ahorro total = (1.5745 U\$/tm-ore) x 900,000 tm-ore

Ahorro total = 1'417,050 U\$

Ahorro anual = 1'417,050 U\$

E.- Beneficios adicionales que origina el cambio de sistema de relleno (de relleno mecánico, chancado a relleno hidráulico)

El cambio de sistema de relleno en labores de secciones 2 y 4 ocasiona beneficios inmediatos en el proceso de explotación, para poder cuantificar los diversos beneficios, la evaluación lo realizaremos en diferentes actividades unitarias (ver ITEM 10.5.1-E)

Resumiendo Tenemos:

- Disminución en el consumo de madera....	13,674	U\$/año
- Ahorro en mano de obra al disminuir el consumo de madera.....	19,875	"
Ganancia por recuperación óptima de reservas minables.....	54,000	"
Ahorro por el no uso de carros mineros para el relleno.....	117,000	"
- Ahorro por el menor consumo de cantoneras en equipos LHD.....	47,520	"
- Ahorro por menor consumo de cucharas de winchas de arrastre.....	7,260	"
- Ahorro en energía para ventiladores....	12,302	"
Ahorro por aumento de productividad...	135,760	"

Total Beneficios Adicionales(Ba) = 407,391 U\$/año

F.- Valor de rescate de instalaciones, maquinarias y equipos (L)

Cuando la inversión haya sido depreciada totalmente al final de octavo año, las instalaciones, maquinaria y equipos, tienen un determinado valor de rescate en el mercado, según ello tenemos:

ITEM	MONTO INVERTIDO "A" (U\$)	VALOR DE RESCATE (U\$)	NOTA
- BOMBA B13(H-180S).....	330.591	224,802	(1)
- Motor eléctrico (350 Kw) para Bomba B13.....	178,986	138,075	(2)
- Bomba B14(H-180S).....	330,591	224,802	(1)
- Motor eléctrico(300 Kw) para bomba B14.....	157,907	121,814	(2)
- Bomba B15(H-180S) (se tiene).	0.0 (330,591)	105,789	(3)
Motor eléctrico (390 Kw) para B15 (178,986+22,000).....	0.0 (se tiene)	103,364	(4)
- Instalaciones eléctricas en alta y baja tensión para la planta de R/H N°1.....	70,000	53,900	(2)
Instalaciones de línea de alta tensión desde superficie (NV-4000) a planta R/H N°2..	107,980	83,145	(2)
TOTAL	1'176,055 U\$	1'055,691 U\$	

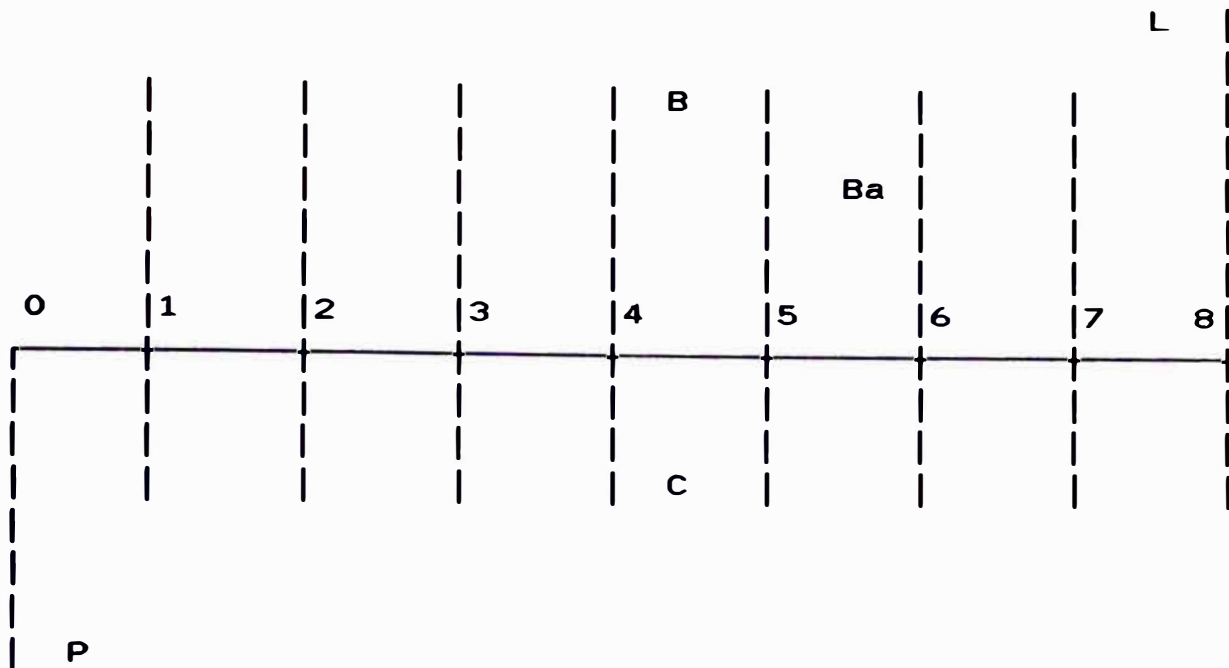
Donde:

$$\begin{aligned} (1) &= A \quad (A/25) \times 8 = (17/25) A \quad = 68\% A \\ (2) &= A \quad (A/35) \times 8 = (27/35) A \quad = 77\% A \\ (3) &= A \quad (A/25) \times (9+8) = (8/25) A \quad = 32\% A \\ (4) &= A \quad (A/35) \times (9+8) = (18/35) A \quad = 51\% A \end{aligned}$$

Valor de rescate de la inversión = 1'055,691 U\$ (L)

G.- Horizonte gráfico del proyecto

Todos los costos incurridos y beneficios generados por el proyecto se puede representar en un gráfico que mostramos



P = 2'817,544 U\$ (Monto de Inversión Global)
C = 620,406 " (Costo anual R/H)
B = 1'417,050 " (Beneficio ó ahorro anual)
Ba = 407,391 " (Beneficio adicional anual)
L = 1'055,691 " (Valor de rescate)
i = 9.40% " (Tasa de interés)
N = 8 años (Horizonte del proyecto)

H.- Cálculo del Valor Actual Neto (VAN)

De acuerdo a los datos mostrados en el horizonte gráfico de proyecto, procedemos a calcular el valor actual neto del proyecto en el año cero.

$$VAN = (B + Ba - C) \times FAS_i^n + L \times FSA_i^n - P$$

donde : FAS = Factor de actualización de una serie

FSA = Factor de Simple Actualización

$$\begin{aligned}
 VAN = & (1'417,050 + 407,391 - 620,406) \times \frac{(1 + 9,4\%)^8 - 1}{9,4\% \times 1,094^8} + \\
 & + \frac{1'055,691}{(1 + 9,4\%)^8} - 2'817,544
 \end{aligned}$$

$$VAN = 4'263,151 \text{ U\$} > 0 \quad (\text{Proyecto Viable})$$

I.- Cálculo de la Tasa Interna (TIR)

Haciendo el VAN = 0 tenemos:

$$(B + B_1) \times FAS_i^n + L \times FSA_i^n = C \times FAQ^n + P$$

$$K1 = (1'417,050 + 407,391) \times \frac{(1+i)^8 - 1}{i(1+i)^8} + \frac{1'055,691}{(1+i)^8}$$

$$K2 = 620,406 \times \frac{(1+i)^8 - 1}{i(1+i)^8} + 2'817,544$$

$$K1 = K2$$

$$1'204,035 \times \frac{(1+i)^8 - 1}{i(1+i)^8} + \frac{1'055,691}{(1+i)^8} = 2'817,544$$

$$\frac{(1+i)^8 - 1}{i(1+i)^8} + \frac{0.876794}{(1+i)^8} = 2.340085 = (fa)$$

Tabulando tenemos : $i \sim fa$

$i = 30\%$	$fa = 3.032187$
$i = 35\%$	$fa = 2.677640$
$i = 40\%$	$fa = 2.390011$
$i = 40.97\%$	$fa = 2.340527$
$i = 41\%$ (TIR)	$fa = 2.339026$
$i = 42\%$	$fa = 2.289961$

$$\text{TIR} = 41\% > 9.4\%$$

J.- Período de Recuperación de la Inversión (n)

De los cálculos anteriores tenemos:

$$\frac{(1+9.40\%)^n - 1}{9.40\% \times (1+9.40\%)^n} + \frac{0.876794}{(1+9.40\%)^n} = 2.340085$$

$$\frac{1.094^n - 1}{0.094 \times 1.094^n} + \frac{0.876794}{1.094^n} = 2.340085 = (fa)$$

Tabulando tenemos: $n \sim fa$

$n = 1$	$fa = 1.715534$
$n = 1.5$	$fa = 2.107478$
$n = 1.8$	$fa = 2.334332$
$n = 1.807$	$fa = 2.339553$

$$n = 1.808 (n) \quad fa = 2.340298$$

$$n = 1.81 \quad fa = 2.341789$$

$n = 1.808$ años (21.696 meses ~ 23 meses)

K.- Relación Beneficio/Costo (Be/Co)

Del Horizonte gráfico del proyecto tenemos:

$$((B + Ba) \times FAS_i^n + L \times FSA_i^n) / (C \times FAS_i^n + P)$$

$i = 9.4\%$; $n = 8$ años

$$B_e = ((1'417,050 + 407,391) \times \frac{1.094^8 - 1}{0.094 \times 1.094^8} + \frac{1'055,691}{1.094^8})$$

$$C_o = 620,406 \times \frac{1.094^8 - 1}{0.094 \times 1.094^8} + 2'817,544$$

$$(B_e/C_o) = 1.69 > 1 \quad (\text{Proyecto Rentable})$$

RESUMEN GENERAL DEL ANALISIS ECONOMICO/FINANCIERO (RESUMEN DEL CAPITULO Nº 11)

ITEM (PROYECTO)	MONTO DE INVERSION (U\$)	VALOR ACTUAL NETO VAN(U\$)	TIR (%)	PERIODO RECUPERACION DE LA INVERSION	RELACION (BENEFICIO/COSTO)
RUTA Nº4-ALTERNATIVA Nº1	2'841,085	3'563,395	36.07	26 meses	1.54
RUTA Nº5-ALTERNATIVA Nº3	2'817,544	4'263,151	41	22 '	1.69

Analizando los diversos resultados obtenidos, se elige como diseño final la Ruta Nº5 - Alternativa Nº3 (ver fig. 8.17)

Diseño final = Ruta Nº5 - Alternativa Nº3

Inversión = 2'817,544 U\$

VAN = 4'263,151 U\$

TIR = 41%

Recuperación de la inversión = 22 meses

Beneficio/Costo = 1.69

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

- El presente estudio demuestra la factibilidad del uso del relleno hidráulico en las diversas labores de explotación de las zonas altas de la mina Atacocha (secciones 2 y 4).

De los análisis realizados se concluye, que en toda operación minera subterránea donde se emplea el método de corte y relleno ascendente/descendente, es imprescindible utilizar para el relleno de las aberturas subterráneas las colas gruesas provenientes de la planta concentradora, su uso reduce drásticamente los costos unitarios del relleno.

Todas las minas subterráneas que hacen uso de algún sistema de relleno, deben de replantear su(s) ciclo(s) de relleno, deben tratar de optimizar todo el proceso, ello solo se logra mediante el análisis de costos de sus diversas actividades unitarias, ello debe conllevar al análisis de la posibilidad del uso del relleno hidráulico.

- La utilización integral del relleno hidráulico(100%) en una mina, demanda una alta eficiencia en la separación en el ciclón (alto porcentaje de relave grueso), la alta eficiencia debe estar en función directa al contenido de la lama (Malla 200) en el Under Flow, ello implica un mayor tiempo de percolación del agua en el relleno insitu.

Se ha estudiado y analizado todas las posibles alternativas para determinar la ruta final de diseño y sobre todo para la ubicación de la segunda estación de bombeo, en cada ruta se ha mostrado las ventajas y desventajas que le son inherentes.

- Con el diseño final (ruta y alternativa en el diseño de equipos), se ha demostrado que el relleno hidráulico puede ser puesto en la parte más alta del Yacimiento (cota 4,250 m.s.n.m, sección N04), para ello se tiene que instalar dos plantas de bombeo, la principal estaría en Chicrín y la segunda en interior Mina (NV-3780).

- Para llevar el relleno hidráulico a una cota superior, más de 4,250 m.s.n.m, se debe preparar una estación de transferencia (donde debe trabajar bombas centrífugas) tanto en el NV-4218 (sección N04) y NV-4192 (sección N02), ello es factible en el futuro, sobre todo para recuperar reservas no explotadas por falta de relleno (1963 - 1960).

- El cálculo de costos de las rutas evaluadas (ruta N04 y ruta N05) se ha realizado en forma muy minuciosa, la evaluación se ha realizado para cada actividad unitaria, con ello se ha obtenido los costos unitarios exactos del sistema de relleno hidráulico.

- Con la optimización debe mejorar muchos factores que incidían en el uso del relleno, desde la recuperación de los ciclones, hasta forma en las deposición en el estope.

- Con la ejecución de la optimización y ampliación del sistema de relleno hidráulico a las zonas altas de Atococha (secciones 2 y 4), el costo unitario del relleno en estas secciones se reducirá drásticamente, según ello tenemos:

ITEM	CON RELLENO CONVENCIONAL (U\$/tms-ore)	CON RELLENO HIDRAULICO (U\$/tms-ore)
Sección N02	4.3512	0.7525
Sección N04	4.3981	0.7525

Considerando el costo promedio ponderado con la producción por secciones tenemos:

<u>ITEM</u>	<u>PRODUCCION (tms)</u>	<u>COSTO PROMEDIO PONDERADO (U\$/tms-ore)</u>
Actual	640,320	2.2638
Con la ejecución del Proyecto	900,000	0.6893

**Ahorro como consecuencia de
la optimización y ampliación = 1'417,050 U\$/año
(900,000 x (2.2638 - 0.6893))**

- Comparando los costos de operación (costo promedio ponderado), actualmente y con la ejecución de la optimización y ampliación del sistema de relleno hidráulico, **el ahorro unitario es de 1.5745 U\$/tms-ore**

- El monto de inversión en la ejecución de la optimización, ampliación (ruta N°5 - alternativa N°3) y la ejecución del proyecto, resulta ser rentable y de rápido retorno de la inversión, los parámetros que identifica al proyecto son:

Inversión = 2'817,544 U\$

VAN = 4'263,151 U\$

TIR = 41%

Periodo de recuperación del capital = 22 meses

Relación beneficio/costo = 1.69

Con la optimización y ampliación del sistema de relleno hidráulico hacia las secciones 2 y 4, los ciclos de relleno serán optimizados al máximo. Ello ocasionará que toda la infraestructura preparada para el abastecimiento convencional a las secciones 2 y 4 quedarán libres, es decir, ya no se usará las maquinarias y equipos:

- Tractores : dos D 6 D; un D 5 D
- Payloader : 2 CAT 920 ; 1 CAT (Fiat)
- 04 Volquetes
- 02 Crawlair (Ingerson Rand)
- 01 Minijumbo Alimak
- 01 Chancadora de quijadas Kue Kent
- 01 equivalente a 40 carros mineros (interior mina)
- El equivalente a 04 motores trolley(interior mina)
- 60 Hombres en total, los mismos que serán reubicados en otras actividades
- 02 compresoras portátiles de 650 CFM c/u.

Al cambiar el relleno convencional por relleno hidráulico, ya no se realizará el mantenimiento continuo de las diversas carreteras de acceso hacia las canteras de relleno y a las diversas chimeneas de transferencia del relleno.

- Ante el incremento de los costos de producción, las constantes fluctuaciones de precios de los metales en el mercado mundial, los yacimientos con leyes bajas unicamente serán explotados a base de una optimización radical de todas sus actividades unitarias, las mismas que finalmente demanden costos operativos racionales y sean generadores de un margen razonable de utilidades unitarias.

Para lograr lo anterior debemos de emplear la tecnología en su máxima expresión, é ir creando nuevas relaciones laborables en el trabajo. Todo ello es tarea fundamental del ingeniero de minas, es dentro de este concepto que se ha desarrollado el presente trabajo.

La mina Atacocha es un ejemplo extremo en la aplicación del relleno hidráulico, debido a que debemos de enviar pulpa para el relleno y cubrir una diferencia de cota de 700 mts verticales, esta realidad obliga la utilización de bombas de alta presión, las mismas que se emplean en la perforación de pozos petroleros y posteriormente para el envío de petróleo a través de oloeductos a grandes distancias.

Hay muchas minas en el Perú que la aplicación del relleno hidráulico para el relleno de sus labores sería no tan complicada, y sobre todo no demandaría un volumen apreciable en la inversión a realizar, lo que pasa es que hay un conformismo a seguir trabajando sin hacer cambios, y de ello los responsables somos los ingenieros de Minas y los Empresarios.

Espero que apartir del presente trabajo, muchos colegas ingenieros de Minas responsables de la extracción racional de reservas minerales, hagan un alto en sus actividades y realicen un análisis de costos de sus sistemas de relleno y a partir de los resultados obtenidos plantear soluciones óptimas a sus problemas.

A N E X O I

RECUPERACION SECUNDARIA DE RELAVE DE CANCHAS ANTIGUAS

COMENTARIO.- Para rellenar todos los stopes de la mina Atacocha (secciones 2, 3 y 4) con relleno hidráulico, la recuperación de arenas gruesas del relave general haciendo uso de hidrociclones debe ser totalmente eficiente (alto grado de recuperación).

El grado de recuperación de arenas en el ciclón es función de un conjunto de variables, las mismas que son operacionalmente manejables en el campo.

El grado de recuperación de arenas gruesas del relave general para el relleno hidráulico, está en función directa al % en peso de la **malla - 200** en la descarga del ciclón, es decir a mayor grado de recuperación, mayor % en peso de malla - 200 (Lama) en la pulpa.

Grado de recuperación de Arenas Gruesas (¥) = 60% a 72%

¥ (60%)= ((12% - 20%) de malla - 200); < tiempo de percolación

¥ (70%)= ((20% - 30%) de malla - 200); > tiempo de percolación

P = Presión del flujo en la entrada del ciclón

A = Diámetro del Apex (salida inferior)

V = Diámetro del vortex (salida superior)

Dc = Diámetro del ciclón

Di = Diámetro del área de ingreso

Lc = Longitud de la parte cilíndrica del ciclón

Hv = Altura del cono (sección cónica $12^\circ \leq \theta \leq 20^\circ$)

Pos.C = Posición de operación del ciclón

¥ = $f(P, A, V, dc, Di, Lc, Hv, Pos.C \text{ y } \% \text{ Malla} - 200)$

1.- Producción de minerales

Producción mensual de minerales:

$$75,000 \text{ tms/mes} = 23,438 \text{ m}^3$$

2.- Producción de concentrados

Producción de concentrados = 12% (75,000 tms) = 9,000 tms

3.- Producción de relave

Producción de relave = 88% (75,000 tms) = 66,000 tms = 21,691 m³

4.- Recuperación de arenas gruesas para relleno

Límite Superior (máxima recuperación) = 46,200 tms-relave
70% (66,000 tms)

Límite Inferior (mínima recuperación) = 39,600 tms-relave
60% (66,000 tms)

5.- Densidad insítu del relleno hidráulico = 2.01 tm/m³

6.- Volúmen Recuperado de Arenas Gruesas para R/H

$$\begin{aligned} \text{Límite Superior} &= (46,200 \text{ tm} / 2.01 \text{ tm/m}^3) \\ &= 22,985 \text{ m}^3\text{-relleno/mes} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned}\text{Límite Inferior} &= (39,600 \text{ tm}/2.01 \text{ tm/m}^3) \\ &= 19,701 \text{ m}^3\text{-relleno/mes}\end{aligned}$$

7.- Volúmen vacío dejado por la explotación de 75,000 tms de mineral

$$75,000 \text{ tms}/3.2 = 23,438 \text{ m}^3\text{/mes}$$

8.- Déficit de relleno(volúmen no rellenado en la mina)

$$\begin{aligned}\text{Límite superior(mínima recuperación)} &= 3,737 \text{ m}^3\text{/mes} \\ &(23,438 - 19,701)\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}\text{Límite inferior(máxima recuperación)} &= 453 \text{ m}^3\text{/mes} \\ &(23,438 - 22,985)\end{aligned}$$

9.- Tonelajes de arenas gruesas a ser recuperado de canchas antiguas

Para cubrir el déficit de relleno, debemos de realizar la recuperación secundaria de arenas gruesas de las canchas antiguas, las mismas que se encuentran en el norte de Chicrín (aguas abajo) a unos 600 mts. de distancia.

x = Volúmen a rellenar en mina con relave de canchas

y = Tonelaje de relave grueso a recuperar de canchas

$$910.53 \text{ tmh/mes} < y \leq 7,511,37 \text{ tmh/mes}$$

$$453 \text{ m}^3\text{/mes} < x \leq 3,737 \text{ m}^3\text{/mes}$$

Expresando en términos de volúmen a rellenar en mina con relave proveniente de canchas:

$$453 \text{ m}^3\text{/mes} < x \leq 3,737 \text{ m}^3\text{/mes}$$

10.- ¿Qué pasa si no recuperamos relave de canchas para cubrir el déficit del relleno?

Si no recuperamos relave de canchas en la cantidad suficiente, para cubrir el déficit de relleno, ello ocasionará que muchos stopes en la mina queden abiertos, y la producción de minerales sufrirá un decremento, es decir, la producción debe estar comprendido en el siguiente rango (siempre y cuando que ¥ se mantenga en el rango 60% - 70%)

Z = Producción consolidada sin recuperación de relave de canchas

$$(23,438 - 3,737) \times 3.2 \text{ tms} \leq Z \leq (23,438 - 453) \times 3.2 \text{ tms}$$

$$63,043 \text{ tms-ore/mes} \leq Z \leq 73,552 \text{ tms-ore/mes}$$

11.- Personal, maquinaria y equipo en la recuperación secundaria de relave de canchas antiguas

Personal = 3 hombres (solo 10 días al mes)

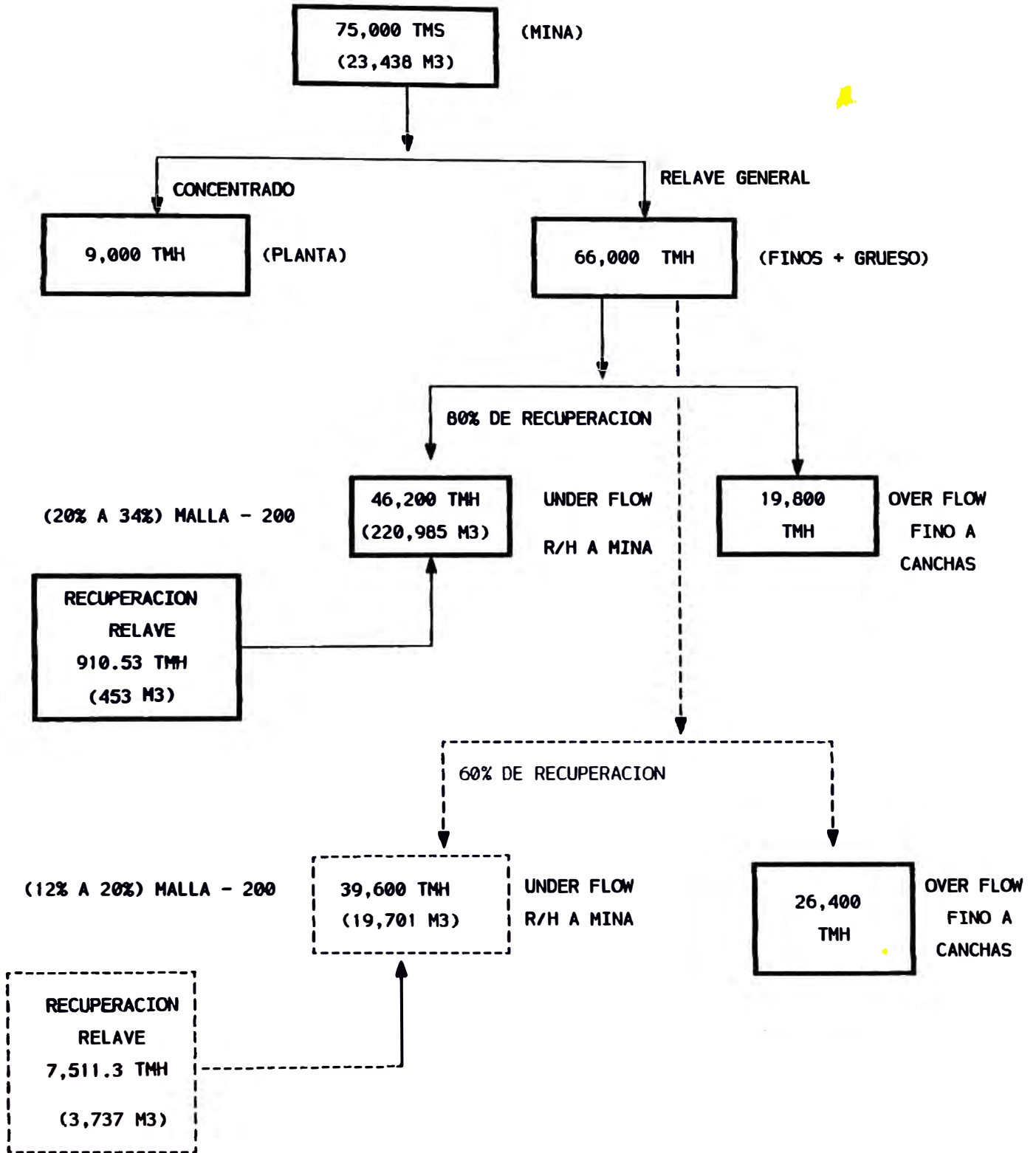
Maquinaria = 02 bombas centrífugas Denver SRL 8" x 6"
con motor eléctrico de 75 Hp

Equipo LHD = 01 Payloader CAT - 920

Red de tubería = 750 mts de tubería de fierro 4" 0 (SCH-40)

12 .- Balance de materia en la planta concentradora ver el siguiente esquema:

BALANCE DE MATERIA EN PLANTA CONCENTRADORA



A N E X O I I

RELLENO HIDRAULICO EN ALGUNAS MINAS DEL PERU

A) Cía MINERA MILPO S.A.

(Mina el Porvenir - San Juan de Milpo Cerro de Pasco)

Producción = 55,000 tms/mes (minerales de Zn - Pb - Ag)

Método de explotación = corte y relleno ascendente

Mecanización:

1) Perforación = Uppers Drill

2) Voladura = Fanel, fulminantes eléctricos
Examón V, fulminantes Nº6

3) Limpieza = Equipos LHD (scoops y cavos) cautivos
Equipos LHD (scoops diesel) en rampas

Relleno hidráulico: Es utilizado en todas las labores de explotación de la mina

Volúmen a rellenar = 16,176 m³/mes

Envío de pulpa = Por gravedad (nivel "o") é impulsado por bombas centrífugas (03 estaciones de bombeo) para los niveles superiores

Estación Nº1 : 02 Bombas centrífugas 8" x 6" Denver
SRL - C Heavy Duty, 48 Hp

Estación Nº2 03 bombas centrífugas 5" x 4" Denver
SRL - C Heavy Duty, 36 Hp

Estación N°3 03 Bombas centrífugas 5" x 4" Denver
SRL - C Heavy Duty, 36 Hp

Potencia instalada en equipos= 347.135 Hp = 263.823 kw

Energía consumida = 138,243 kw-hr

- **Longitud total de tubería:** 81.50 mts de 8"∅
5,564 mts de 4"∅

Horas de operación al mes = 524 horas

Personal = 22 obreros, 3 empleados y 2 ingenieros

Densidad del relleno insitu = 2.3 tmh/m³

Gravedad específica mineral = 3.4 tmh/m³

- **Costo usuario R/H** = 1.6724 U\$ = 0.4919 U\$/tm-ore

B) Cía Minera Huarón S.A.

(Minas Huarón, Huayllay, Cerro de Pasco)

Producción = 40,625 tcs/mes (minerales de Ag - Zn - Pb - Cu)

Método de explotación = Corte y relleno Ascendente y
descendente

Mecanización:

- 1) Perforación = Jack Drill (en breasting) y stoper
- 2) Voladura = Convencional (dinamita 45%)
- 3) Limpieza = Equipos LHD (microscops y cavos) cautivos

Relleno hidráulico: Es utilizado en todas las labores
de explotación de la mina

Volúmen a rellenar = 10,552 m³/mes

Envío de pulpa: hay que considerar dos aspectos:

1) Transporte en superficie del relave mediante volquetes y acumularlos en los puntos mas altos (zanjas) del yacimiento (Alianza, Yanacrestón, Waldeshure y Muriel)

2) Preparación y envío de pulpa por gravedad de las diversas Zanjas hacia los distintos tajeos de la mina

Número de volquetes necesarios = 8 unidades

(Transporte en superficie)

Número de Palas necesarios = 4 unidades

(en los puntos de carguío)

Número de guardias por mes para cada equipo

(palas y volquetes)= 75

Número de operadores de volquete por día = 30 hombres

Número de operadores de palas por día = 15 hombres

Densidad máxima teórica para mezcla

relave y agua = 2,150 grs/lt

Densidad máxima teórica para mezcla

relave, cemento y agua) = 1,900 grs/lt

concentración volumétrica de sólidos = 47.37%

Gravedad específica de la pulpa = 1.6

Gravedad específica de sólidos secos = 2.9

Caudal de pulpa = 32.28 m³/hr

Peso de sólidos enviados por hora = 44.39 tm/hr

Personal R/H (en mina) = 24 obreros, 06 empleados y

04 ingenieros

Personal en canchas = 12 hombres

Costo unitario R/H (estimado) = 2.72 U\$/tm-ore

Longitud de tubería:

4,800 mts 4"Ø polietileno

5,500 mts 4"Ø fierro

C.- San Ingacio de Morococha S.A. (SIMSA)**Mina San Vicente - San Ramón, provincia de la Merced****Producción** = 75,000 tms/mes (minerales de Zin y Pb)**Método de explotación** = Cámaras y pilares con relleno hidráulico**Mecanización:**

- 1) Perforación = 03 Jumbos electrohidráulicos
- 2) Voladura = ANFO, guía seca, conectores y igniter cord
- 3) Limpieza = Equipos LHD (Diesel) scoops de 6 Yd³

Relleno hidráulico: utilizado en todas las labores de explotación de la mina**Volúmen a rellenar** = 27,778 m³/mes**Envío de pulpa** = Bombeo directo a los tajeos a rellenar (utiliza tres bombas de pistón)

Bomba Mars N^o1 : Tipo H-180, capacidad 90 m³/h;
 Motor 330 kw, RPM 1,182;
 presión máxima de descarga 80 kgs/cm²

Bomba Mars N^o2 : Tipo H-180, capacidad 90 m³/h;
 Motor 315 kw, RPM 1,182;
 presión máxima de descarga 80 kgs/cm²

Bomba Mars N^o3 : Tipo H-225, capacidad 140 m³/h;
 Motor 476 Kw, RPM(bomba) 50;
 presión máxima de descarga 80 kgs/cm²

Potencia instalada en equipos = 1,235 kw

Número de líneas de tubería = 03 líneas de tuberías (una línea por bomba)

Longitud total de líneas = 10,000 mts apróx.

(líneas troncales y secundarias)

Tipos de tuberías = 4" y 5"∅ ASTMA - 53; 6 mts de longitud sin costura: SCH-40 de 6 mm de espesor, SCH-80 de 8 mm de espesor

- Tipos de bridas = Victaulic 4" y 5"Ø tipo 77
Uniones de garra 4" y 5" tipo 99

- Rendimientos promedios:

Horas de bombeo mensual promedio = 636 horas

Densidad de pulpa promedio = 1,190 Grs/lt

(no se usa ciclones)

sólidos en pulpa = 25 %

sólidos en peso = 30 tm/hr

Características del relave:

Gravedad específica = 2.7

Densidad "IN SITU" = 1.7

Desgaste de tuberías:

Espesor límite de la tubería en el NV-1455(uncush)= 3mm

Desgaste promedio de la tubería = 1.0 mm c/1,200 horas

Esquema de bombeo:

* longitud total de tubería hasta el punto más
alejado del yacimiento a rellenar = 2,642 mts

* Diferencia de cota entre el inicio y el extremo
final donde se envía el relleno = 242 mts

NOTA: La mina Atacocha puede ser comparado en algún grado con la Mina San Vicente en lo referente a bombeo de pulpa para relleno hidráulico, sobre todo en el uso de bombas Mars.

B I B L I O G R A F I A

- 1.- Estudio Experimental de Relleno Hidraulico en la Mina Atacocha
INSTITUTO CIENTIFICO Y TECNOLOGICO MINERO (INCITEMI)
- 2.- Mecánica de Fluídos y Máquinas Hidráulicas
CLAUDIO MATAIX - segunda edición
- 3.- Transporte de Sólidos en Tuberías Aplicado en Minería - Tesis de Ingeniero de Minas, U.N.I
VICTOR MELENDEZ, 1982
- 4.- Hidráulica y Máquinas Hidráulicas
N. N. PASHKOV, F.M.DOLQACHEV
- 5.- Hidrodinámica Técnica(Vol. V)
Manual del Ingeniero Técnico
WOLFGANG KALIDE
- 6.- Diseño de Plantas de Proceso de Minerales
MULAR - BHAPPU
Segunda Edición (Rocas y Minerales)
- 7.- Mecánica Vectorial Para Ingenieros - DINAMICA
BEER y JOHNSTON
- 8.- Problemas de Hidráulica I y II
ALEJANDRO CACERES NEYRA - U.N.I
- 9.- Manual de Atlas Copco
ATLAS COPCO - CUARTA EDICION
- 10.- Mecánica de Suelos
JUAREZ BADILLO - RICO RODRIGUEZ: tercera edición
- 11.- Proyecto de Optimización y Ampliación del Sistema de Relleno Hidráulico en la Compañía Huampar S.A
Tesis de Ingeniero de Minas, U.N.I
EMILIO JOSUE MEZA POVIS, 1984

- 12.- Relleno Hidráulico en la Mina Atacocha
Titulación Extraordinaria U.N.I
DOMINGO CHAMORRO GOMEZ - 1983
- 13.- Relleno Triturado para la Zona Alta de Atacocha
Titulación Extraordinaria U.N.I
MANUEL AUGUSTO BREÑA MOYANO, 1982
- 14.- Mina Atacocha y Mecanización del Corte y Relleno
Titulación Extraordinaria U.N.I
MARIO ALFREDO PALACIOS ARAUCO, 1983
- 15.- Tecnología del Relleno Hidráulico Cementado en
Minas Subterráneas
Tesis de Ingeniero de Minas U.N.I
LUIS A. CASTILLO MARAVI 1988
- 16.- Evaluación de la Influencia de la Altura del
cuerpo cónico de un Hidrociclón, en la
clasificación de un Mineral
Tesis de Ingeniero Químico U.N.M.S.M
JOSE LUIS VALDIVIEZO RODRIGUEZ - 1993
- 17.- Cursos de Capacitación sobre Relleno Hidráulico
Mina Milpo unidad de instrucción 1985
GERMAN VILLANUEVA CHAVEZ
- 18.- Revista Minería Nº 199 Mayo - Junio 1987
**Organo del Instituto de Ingenieros de Minas
del Perú**
- 19.- Informes Sobre Relleno Hidráulico en la
Mina Atacocha
SUPERINTENDENCIA GENERAL - 1979(12) A 1988
- 20.- Informes Sobre Sobre Relleno Hidráulico en
la mina San Vicente
GERENCIA DE PLANEAMIENTO - 1989

- 21.- Visitas de Carácter Técnico a diversas Minas con el
Objeto de Analizar el Relleno Hidráulico
Mina San Vicente Agosto 1989
Mina Milpo Octubre 1988, Enero 1989
Mina Huarón Setiembre 1988
- 22.- Análisis Granulométrico de los Productos
del Hidrociclón
INFORME DE PLANTA CONCENTRADORA-ATACOCHA 1980 A 1989
- 23.- Almanaque Estadístico: PERU EN NUMEROS 1990
CUANTO S.A. GRACIELA FERNANDEZ / RICHARD WEBB
- 24.- Matemática Financiera Simplificada
ABDIAS ESPINOZA HUERTAS - U.N.I
- 25.- Caterpillar Performance Handbook - edition 10 1979
- 26.- Ingeniería Económica
GEORGE A. TAYLOR 1978