

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

**FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA
MINAS Y METALURGIA**



**ESTUDIO DE CARGUIO Y TRANSPORTE DE
MINERAL EN ZONA 1, UNIDAD DE PRODUCCION
COBRIZA CENTROMIN PERU S.A.**

TESIS

PARA OPTAR EL TITULO DE

INGENIERO DE MINAS

CARMELO CONDORI CUPI

LIMA, NOVIEMBRE 1991

PIM-1986-1

A MIS PADRES

AGRADECIMIENTO

Mi más sincero agradecimiento a los señores catedráticos, a los ingenieros asesores y a todas aquellas personas que de alguna manera han contribuido en la culminación del presente trabajo.

Sin embargo, agradezco en párrafo aparte a los Señores Directivos de CENTROMIN Perú S.A., División Cobriza por la valiosa contribución en el logro del presente trabajo.

El Autor

INDICE

1.0	SUMARIO	
1.1	INTRODUCCION	1
1.2	ASPECTOS GENERALES	2
1.3	SISTEMA ACTUAL DE CARGUIO Y TRANSPORTE	4
1.4	SISTEMA PROPUESTO	6
1.5	EVALUACION TECNICA ECONOMICA DEL ESTUDIO	8
1.6	UBICACION GEOGRAFICA Y ACCESIBILIDAD	11
2.0	FUNDAMENTO TEORICO	14
2.1	ASPECTOS GENERALES	14
2.2	APLICACION DE LOS PRINCIPIOS DE LA INGENIERIA INDUSTRIAL	16
2.2.1	Generalidades	16
2.2.2	Técnicas de la Ingeniería Industrial	17
2.2.3	Ingeniería Industrial en Minería	21
2.3	DEFINICIONES EN LA DIRECCION DE LAS OPERACIONES	24
2.3.1	Generalidades	24
2.3.2	Organización del Trabajo	25
2.3.3	Planes de Producción y Productividad	27
2.3.4	Organización e Implementacion de Pro- gramas de Producción y Productividad	28

2.3.5	Factor Humano en el Sistema Productivo	30
2.4	DEFINICIONES EN LOS SISTEMAS DE CARGUIO Y TRANSPORTE	
2.4.1	Generalidades	36
2.4.2	Sistemas de Carguío	37
2.4.3	Sistemas de Transporte	38
2.4.4	Factores que Influyen en los Sistemas de Carguío y Transporte	40
2.4.5	Equipos de Carguío y Transporte	45
2.5	MODELOS QUE GOBIERNAN LOS SISTEMAS DE CARGUIO Y TRANSPORTE	49
2.5.1	Generalidades	49
2.5.2	Ciclo de Trabajo de los Equipos de Carguío y Transporte	50
2.5.3	Factores que Influyen en el ciclo de Trabajo	55
3.0	SISTEMA ACTUAL DE CARGUIO Y TRANSPORTE	58
3.1	GENERALIDADES	58
3.2	CARACTERISTICAS OPERATIVAS DEL SISTEMA	61
3.2.1	Método de explotación	61

3.2.2	Descripción de los sistemas de Transporte	62
3.3	CARGUIO Y TRANSPORTE DE MINERAL EN EL PLANEAMIENTO DE MINADO	66
3.4	DISPONIBILIDAD DE LOS EQUIPOS DE CARGUIO Y TRANSPORTE	74
3.4.1	Mecanización de los Sistemas de Cálculo	76
3.5	BONDADES Y DEFECTOS DEL SISTEMA ACTUAL	78
4.0	SISTEMAS DE CARGUIO Y TRANSPORTE PROPUESTO	80
4.1	ASPECTOS GENERALES	80
4.2	CARACTERISTICAS OPERATIVAS DEL SISTEMA	81
4.3	ALTERNATIVAS DE CARGUIO Y TRANSPORTE	82
4.4	BONDADES Y DEFECTOS DEL SISTEMA PROPUESTO	84
5.0	EVALUACION TECNICO-ECONOMICA DEL ESTUDIO	
5.1	DESCRIPCION GENERAL	86
5.2	DEFINICION Y FORMULACION DEL PROBLEMA	86
5.3	RECOLECCION Y PROCESAMIENTO DE DATOS REALES	87
5.3.1	Carguio y Transporte de Mineral con Scooptram S/T-13	88

5.3.2	Carguío y Transporte de mineral con Camiones DUX	96
5.4	DETERMINACION ESTANDAR DE LOS RENDIMIENTOS DE LOS EQUIPOS DE CARGUIO Y TRANSPORTE	112
5.4.1	Consideraciones Generales	112
5.4.2	Rendimiento del Scoop S/T-13	112
5.4.3	Rendimiento Estandar de la Flota de Camiones DUX	119
5.5	ANALISIS DE LOS COSTOS DE CARGUIO Y TRANSPORTE	123
5.5.1	Aspectos Generales	123
5.5.2	Costos de Carguío y Transporte con S/T-13	124
5.5.3	Costos de Carguío y Transporte con Flota de Camiones DUX	130
5.6	RESULTADOS DE LA EVALUACION TECNICO ECONOMICA DEL ESTUDIO	135
6.0	CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	140
7.0	BIBLIOGRAFIA / ANEXOS / PLANOS	143

1.0 SUMARIO.-

1.1 INTRODUCCION.-

En el dominio general en medio del sistema de explotación del mineral, la importancia tan grande que a adquirido el conocimiento de los sistemas de carguío y transporte a medida que en la minería subterránea se va notando la tendencia al uso del equipo mecanizado son uno de los motivos que me a impulsado para realizar el presente trabajo.

La industria minera en sus inicios fue una actividad orientada al uso intensivo de la mano de obra, desde esa fecha a la actualidad han ocurrido significativos cambios. Lo más notable quizá sea la aplicación de tecnologías cada vez más complejas y sofisticadas , equipos que han reemplazado a la mano de obra y su uso se a incrementado considerablemente en las ultimas décadas. Paralelamente hemos notado el incremento de los costos operativos, pese al incremento de los precios de los metales, no ha podido ser balanceados.

La situación nos obliga a orientar nuestros esfuerzos para incrementar las eficiencias buscando los medios para mejorar la productividad de modo que aseguren el éxito económico de la empresa.

Estas y otras situaciones propias de la mina, traen la imperiosa necesidad de obtener la máxima eficiencia operacional y una óptima utilización de los equipos, materiales y/o recursos humanos disponibles. A ello va encaminado el presente trabajo, con el único propósito de mejorar la producción y productividad en las actuales circunstancias, esperando contribuir con ello en algo en los logros y metas trazadas por CENTROMIN PERU S.A. UNIDAD DE PRODUCCION COBRIZA.

1.2 ASPECTOS GENERALES.-

Cobrizo una unidad de producción de CENTROMIN PERU S.A. al igual que las otras unidades atraviesa en las actuales circunstancias por múltiples dificultades que lo hacen inoperables desde el punto de vista económico.

Al finalizar el año 1990 el balance de la operaciones tuvo una pérdida económica de \$ U.S. 15'268,000.00 en el período y el valor del mineral fue de \$ 20.79 tms, siendo los costos más relevantes los de minería con \$ 5.93 tm. representando solamente los costos de carguio y transporte un 45% del costo total de minado.

Dado que el panorama de la operatividad de la mina Cobriza es sombría con grandes posibilidades de que en un próximo no muy lejano se paralice

las operaciones, hacemos un esfuerzo por reducir costos en algunos puntos que son relevantes y que están en posibilidades de ser optimizados.

Teniendo en cuenta que el carguío y transporte de mineral representan en las operaciones de minado un alto costo, es pues de vital importancia conocer a qué causas obedecen los altos y/o bajos rendimientos para luego plantearlos las alternativas que optimicen el sistema.

El presente estudio ensaya el análisis del sistema de carguío y transporte de mineral en un área de trabajo denominado zona 1.

Considero que el estudio es importante porque además de detectar las fallas del sistema actual, para luego en base a la observación y el análisis mediante los modelos matemáticos puedan plantearse alternativas que nos reporten mejores resultados económicos. En ese marco está centrado el propósito del presente estudio, teniendo un alcance preliminar del área de trabajo denominado zona 1 que comprende los niveles superiores al nivel 51 de la mina Cobriza.

1.3 SISTEMA ACTUAL DE CARGUIO Y TRANSPORTE.-

El sistema actual de las operaciones de carguío y transporte, materia del presente estudio se circunscribe en el área denominada zona 1 que comprende los niveles 51 hasta el nivel 80. de la unidad de producción Cobriza, cuyo depósito mineralizado se encuentra en el flanco este del Distrito de San Pedro de Coris de la Provincia de Tayacaja Departamento Huancavelica, a una altitud de 2,200 a 2,500 metros sobre el nivel del mar.

La mina Cobriza en su conjunto tiene una capacidad instalada de la planta concentradora de 9,100 Tm/día de tratamiento de mineral de mina, en las actuales circunstancias no se logra alcanzar la real producción de diseño debido obviamente a múltiples factores. Una de la razones de la baja de la producción es el decaimiento en el rendimiento de los equipos de carguío y transporte (scooptrams), debido principalmente al incremento de las distancias de acarreo, aunado a esto la obsolescencia de los equipos (mas o menos 9 años de uso). El siguiente cuadro gráfica el estado comparativo de las distancias y rendimientos.

CUADRO Nº 1.4

	1983			1990		
	DIST. PROM. (mts.)	REND. TM/Hr	PROD. TM/mes	DIST. PROM. (m.)	REND. TM/Hr	PROD. TM/mes
COBRIZA PROM	115	125	290,317	213	83	153,756
ZONA 1	120	120	98,604	304	70	49,900

Del diseño original tan solo se requiere de 6 scooptrams para llegar sin contratiempos a los requerimientos de la planta concentradora (273,000 TM/mes). Esto es lo que se ha venido practicando con la siguiente distribución de equipo.

DISTRIBUCION DE EQUIPOS DE CARGUIO Y TRANSPORTE

Zona 1 : 02 scooptrams s/t 13
 Zona 2 : 02 scooptrams s/t 13
 Zona 3 : 02 scooptrams s/t 13
 Total COB. : 06 scooptrams s/t 13 (en operaciones)
 01 scooptrams s/t 13 (en stand by)

Total Equipos : 07 scooptrams s/t 13

Con los rendimientos y los índices de disponibilidad actuales se requiere: 13 scooptrams (11 en operaciones y 2 en stand by) para alcanzar los objetivos de producción de 273,000 TM/mes.

1.4 SISTEMA PROPUESTO.-

Como hemos podido apreciar, con el sistema actual de carguío y transporte es imposible recuperar los niveles de producción requerido.

En la zona 1 se ha ensayado una modificación en el sistema de carguío y transporte, usando para ello los camiones dux en lugar del scooptram s/t 13, en tajeos cuyas distancias de recorrido en promedio sean mayores que los 200 metros medidos en un solo sentido, lográndose con esta modificación rendimientos de hasta 160 TM/Hr. con lo cual la zona 1 está recuperando niveles de producción a un costo igual y/o menor que el sistema actual.

La nueva distribución de los equipos de carguío y transporte es:

- 1.- Distancias de acarreo en promedio de 130 metros, continuar usando el scooptrams s/t-13 como equipo de carguío y transporte.

2.- Distancias de acarreo que superen los 200 metros, asignar una flota de camiones dux, usando como equipo de carguío el scooptram s/t-8.

Estructurar y mantener estos dos puntos de limpieza con estas dos flotas de carguío y transporte en forma continua e independiente.

Los rendimientos y producción que se alcanzan con el sistema nuevo se muestran en el siguiente cuadro:

SISTEMA DE CARGUIO Y TRANSPORTE ZONA 1
ACTUAL VS. SUPUESTO

CUADRO N^o 1.5

	ACTUAL	PROPUESTO
PRIMER PUNTO (P-1)	SCOOP S/T-13	
SEGUNDO PUNTO (P-2)	SCOOP S/T-13	FLOTA DE DUX
REND. PROM. (TM/Hr)	70.3	110.15
COSTO UNIT. (\$/TM)	0.76	0.524

Por lo que se recomienda la modificación del sistema de carguío y transporte en zona 1, usando el sistema propuesto como una alternativa que recupera los niveles de producción estimada, con

una reducción tangible de costo por este concepto, del orden de \$ U.S. 0.236 TM. generando un ahorro anual \$ U.S. 212,457, con una recuperación en los niveles de producción de 75,000 TM/mes.

1.5 EVALUACION TECNICA - ECONOMICA DEL ESTUDIO DE CARGUIO Y TRANSPORTE.-

La evaluación técnica está reestructurado del siguiente modo:

1.5.1 Concepción del Sistema.- Comprende el conocimiento cabal de las actividades de carguío y transporte que se desarrollan en zona 1 y el peso que ella tiene en el sistema global en las operaciones de minado.

1.5.2 Análisis e identificación del problema.- Una vez conocido el sistema, analiza los diferentes estados de la actividad, desglosándolo en su unidad más elemental identificando a qué causas se debe los altos y/o bajos rendimientos de los equipos de carguío y transporte.

1.5.3 Definición y formulación del Problema.- Una vez identificado el problema de la baja de rendimientos, definimos y formulamos las

alternativas técnicamente posibles en zona 1 y que puedan solucionar el problema de la baja producción.

1.5.4 Recolección y procesamiento de los datos reales del campo.- Planteadas las alternativas de carguío y transporte pasamos al ensayo del nuevo sistema de carguío y transporte, recogiendo, identificando, cuantificando y calificando los datos en una computadora IBM PC, y obteniéndose los datos más representativos de los fenómenos de ocurrencia como es : tiempo de carguío, en función del equipo de carguío dadas ciertas condiciones de trabajo, para finalmente arribar mediante regresión lineal al modelo que gobierna el movimiento de los equipos, tanto el sistema de carguío y transporte con scooptram s/t-13 así como de los camiones.

1.5.5 Estimación de estándares de carguío y transporte.- Una vez conocido los modelos que gobiernan los sistemas de carguío y transporte y teniendo en cuenta las características específicas de la zona de trabajo, así como las de los equipos y componentes determinamos los rendimientos estándar de cada equipo y/o flota sujeta a

ciertas condiciones que gobiernan su movimiento (distancia, equipo de carguío, equipo de transporte, etc.)

1.5.6 Costo efectividad.— Para el análisis de costo efectividad planteadas las diferentes alternativas técnicamente posibles de operarse se establecen la comparación de rendimientos frente a los costos de equipo en operación, mostrándose además el procedimiento a seguir en la obtención de los costos horarios de equipo. Para arribar finalmente a un costo unitario (\$/TM) que se incurre por este concepto, estos costos unitarios asociadas a las alternativas planteadas en el capítulo 4 constituyen la base fundamental para la evaluación económica final.

1.5.7 Resultados de la evaluación técnico y económica.— Conocidos los rendimientos y costos incurridos del equipo de carguío y transporte expuestas en el ítem 5.5, se evalúa las alternativas desde el punto de vista económico recomendándose finalmente aquella que da el mejor valor presente neto en relación al ahorro generado por el replanteo en el sistema de carguío y transporte.

La evaluación económica se hace en un horizonte total de reservas minables que alcanzan los 3'503,900 TMS. considerando el costo de oportunidad del 12% anual, que comparados al sistema actual se obtiene que la alternativa 2 (carguío y transporte mixto) es el que mejor resultado económico nos proporciona.

1.6 UBICACION GEOGRAFICA Y ACCESIBILIDAD A LA ZONA

El depósito minero de Cobriza se encuentra a la margen izquierda del río Mantaro y sobre uno de los flancos de la cordillera oriental de los andes a 190 km. al sur-este en línea recta de la Oroya y a una altitud de 2,500 mts. sobre el nivel del mar.

El asiento minero de Cobriza está localizada políticamente en el Distrito de San Pedro de Coris, Provincia de Tayacaja Departamento de Huancavelica. Sus coordenadas geográficas son 74 24' longitud oeste y 12°34' latitud sur.

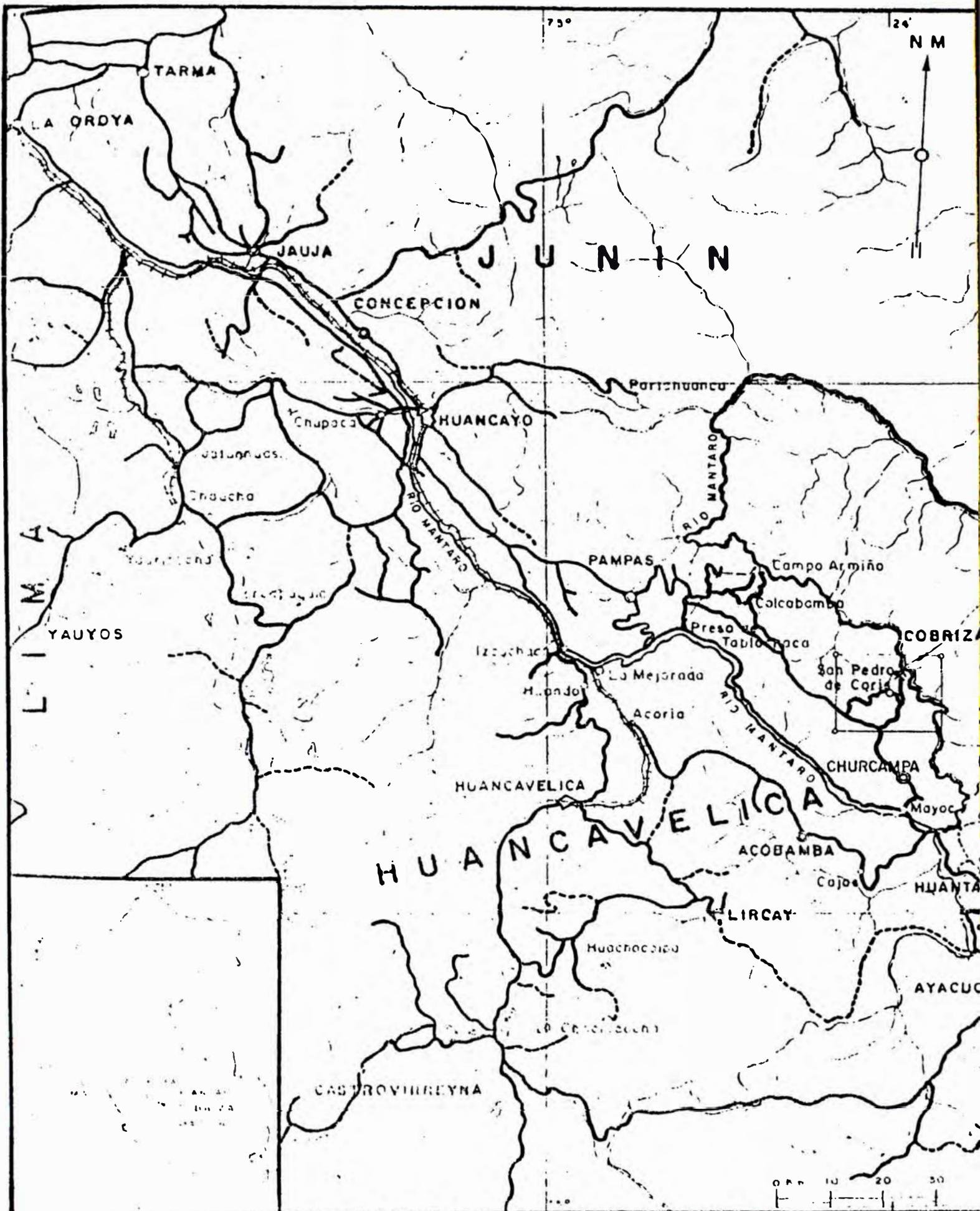
Las labores mineras sobre el manto mineralizado están ubicados en la margen izquierda del río Mantaro en la zona que el río tiene la dirección NOR-ESTE formando la península del Tajeo. La topografía bastante accidentada la cual hace más difícil el acceso a Cobriza

prolongando la distancia de la carretera entre la Oroya y Cobriza a 366km.

La existencia de estos yacimientos fue reportado por el sabio y talentoso A. Raymondi en el año 1866, posteriormente E.T Dueñas en 1908 descubrió con más detalle la mineralización de la zona bajo el nombre de CAZQUE, basado en estos informes despierta el interés en la entonces CERRO DE PASCO CORPORATION en la zona y se comienzan los primeros estudios geológicos en los años 1926 y 1927 con resultados negativos por razones de orden económico. Sin embargo las características geológicas del distrito mantuvieron despierto el interés en él, hasta 1956, año en el cual la Cerro de Pasco Corporation suscribe una opción de compra para las concesiones que cubren el área mineralizada, iniciándose de esta manera la decidida exploración geológica y los estudios económicos de factibilidad que dieron como resultado el descubrimiento del depósito de cobre que actualmente se explota.

Los trabajos de desarrollo subterráneo en mayores reservas para garantizar la inversión así con la construcción de las instalaciones metalúrgicas y de servicio se efectuaron durante los años 1966 y 1967.

La producción de cobre se inició con un ritmo de 10,000 TCS. por día a fines de 1983 luego de una ampliación total de las instalaciones en la mina, servicios y de la planta concentradora en Pampa de Coris.



CENTROMIN PERU S.A. DEPTO. DE GEOLOGIA DIVISION COBRIZA

MAPA MOSTRANDO LA UBICACION DE LA MINA COBRIZA

ESCALA 1:100,000

FIGURA

2.0 FUNDAMENTO TEORICO.-

2.1 ASPECTOS GENERALES.-

Para que se consiga una racional explotación de un yacimiento se requiere que los hombres factor responsable de mayor importancia deban lograr la óptima utilización de los factores de producción en el proceso productivo.

Sabemos que todo trabajo es en gran parte una combinación del esfuerzo mental y físico gastado en un período de tiempo, ahora bien, más que el esfuerzo desplegado son los resultados del trabajo los que determinan su valor. Puesto que la productividad es la variable motriz que generadora del progreso económico, es lógico que los hombres se esfuercen por incrementarlo en particular sabemos que un aumento de la productividad del trabajo es prácticamente el único medio de que disponemos para aumentar el nivel de vida y para llegar a este estado productivo es necesario conocer, los fenómenos que gobiernan el sistema operativo. Analizando los elementos básicos que lo constituyen cuidadosamente, de modo que se pueda identificar a que causas se produce los altos y/o bajos rendimientos para luego encontrar el mejor método que realice el trabajo.

Estoy absolutamente convencido de que solo con el esfuerzo y la cooperación de las personas que están involucradas en el proceso productivo y la aplicación adecuada de las técnicas de la Ingeniería Industrial se puede conseguir un sistema organizado de trabajo capaz de promover el constante incremento en la eficiencia de la producción, meta que todo sistema productivo debe tratar de alcanzar con el fin de presentarse al mercado en condiciones de competitividad.

Dentro de un programa organizado de trabajo, el Ingeniero de Minas debe conjugar todos los factores que tiene a su alcance y utilizar las

técnicas apropiadas como medios para edificar una sólida estructura que sea al mismo tiempo flexible, para esto posee técnicas capaces de ser aplicadas en medio de los variados sistemas de trabajo que se presenta en las operaciones de minado.

tempos productivos, rendimientos de equipo, etc.

Como : análisis de método, estudios de
ti Consideraciones técnicas complementarias en aquellos sistemas productivos que se encuentran establecidos en el proceso productivo, porque mutuamente son utilizadas para obtener un incremento en la producción y un incremento en la eficiencia y como meta final la reducción de costos. Punto de partida para cualquier estudio

en el análisis del proceso actual y el conocimiento de la realidad para de ese modo poder evaluar el sistema productivo.

El conocimiento del sistema actual es mas completo cuando el propio analista es el que de día en día se va compenetrando con los problemas y dificultades que se presentan en las operaciones en sí. Así mismo las circunstancias de estar en constante contacto con los problemas brinda la oportunidad de iniciar diversos estudios. El Ingeniero de Minas debe considerarse como un profesional científico puesto que posee herramientas que permitan alcanzar el mejor método para ejecutar una tarea. Con la mejor utilización de sus recursos. La combinación perfecta de estos factores permiten alcanzar un óptimo nivel de rendimiento.

2.2 APLICACION DE LOS PRINCIPIOS DE LA INGENIERIA

INDUSTRIAL.-

2.2.1 Generalidades.- La aplicación de las técnicas de la ingeniería Industrial en la minas del Perú va ganando una apreciable consideración entre los elementos directrices directamente involucrados en la actividad minera.

Los tiempos en que se podían encontrar y trabajar yacimientos fabulosos con minerales de alta ley dejando de lado los minerales pobres quedo atrás. Hoy en día el desafío de la minería es convertir los recursos minerales ocultos para el uso del hombre y al mismo tiempo hacer de esta conversión la mas eficiente posible.

El hombre depende de los productos de la minería, es por esta razón que la minería debe estar siempre vigilante para satisfacer este reto.

2.2.2 Técnicas de la Ingeniería Industrial.- Aún cuando en empresas no exista el departamento de ingeniería industrial, se puede decir que la aplicación de los principios de la ing. industrial están desde el comienzo de las operaciones. Veamos la manera como se lleva esta práctica.

Los supervisores de primera línea tienen básicamente tres (3) responsabilidades que cumplir.

- 1.- Cumplir con la producción estimada.
- 2.- Controlar los costos.

3.- Entrenar y supervisar a los miembros de su grupo.

Para alcanzar la producción estimada, se tiene que seguir un método de trabajo que le permita obtener una producción deseada, utilizando de la mejor manera los recursos disponibles, de manera que sus costos operativos se mantengan al mínimo.

Por lo general las técnicas de ingeniería industrial se aplican a métodos de trabajo y la mejor utilización de los equipos y/o herramientas de trabajo, porque allí se obtiene significativos resultados en un tiempo relativamente corto.

En años recientes se han difundido ampliamente una disciplina conocida como el estudio del trabajo que usa las técnicas del estudio de los métodos y la medición del trabajo para el mejor aprovechamiento de los recursos, para llevar acabo una tarea determinada.

A continuación definimos algunas de ellos:

MÉTODO DE TRABAJO.- Para la solución de los problemas, se requiere una investigación sistemática de todos los factores que incluyen sobre la eficacia de una operación determinada.

El estudio de métodos es la técnica principal para reducir la cantidad de trabajo, principalmente al eliminar los movimientos innecesarios de equipo y/o personal. Los objetivos básicos del estudio de métodos son los siguientes :

1. Mejorar los procesos y procedimientos.
2. Economizar el esfuerzo humano y reducir la fatiga innecesaria.
3. Mejorar la utilización de materiales equipos y mano de obra.
4. Crear mejores condiciones ambientales de trabajo.

MEDICION DE TRABAJO.- Consiste en la aplicación de técnicas para determinar el contenido del trabajo de una tarea definida, fijando el tiempo que un trabajador calificado (operador de equipo

pesado) invierte en llevarla a cabo con arreglo de una norma pre-determinada.

Tal como esta definida la medición del trabajo, sirve para investigar, reducir y eliminar el ~~movimientos~~ ~~innecesarios~~, sustituir los métodos de trabajo por otros de mejor calidad, etc.

Las técnicas en la medición de trabajo para el presente estudio son:

- 1.- Estudio de los tiempos y movimientos.
- 2.- Estudio de la producción.
- 3.- Evaluación analítica y comparativa.

El estudio de los tiempos y movimientos es la técnica para determinar con la mayor exactitud posible, el tiempo transcurrido para ejecutar una operación y registrarlo.

En general los objetivos del estudio de tiempos son los siguientes:

- Obtener información del trabajo, equipo y análisis del método.

- Obtener información precisa en la cual se pueda establecer patrones de medida consistentes.

- Proveer un registro y calificar las condiciones de operación.

El estudio de tiempo es un elemento en la organización científica del trabajo que hace posible más que todo, la transmisión de los conocimientos a la dirección de las operaciones.

2.2.3 Ingeniería Industrial en Minería.- En 1919 G.T. Harley hizo uno de los primeros trabajos concernientes a un estudio de tiempos de una operación minera, posteriormente se publicó otros estudios similares en donde se reconocieron mucho de los problemas y limitaciones de la aplicación de estas técnicas de medición.

Por las décadas del 50 y 60 la ingeniería Industrial se especializa conjuntamente con el mejoramiento de los métodos, equipos y técnicas, es por esta época en que aparecen los primeros departamentos de Ingeniería Industrial en minería.

Probablemente no podamos concebir correctamente la imagen de un Ingeniero Industrial, pero sí tenemos una idea de lo que es un ingeniero de minas, para facilitar esta comprensión haremos una comparación: por ejemplo, reconocemos al ingeniero de minas como alguien que diseña, modifica, mejora y mantiene los sistemas de producción minera. De igual modo podemos decir que el Ingeniero Industrial es aquel que diseña, modifica, mejora y mantiene los sistemas productivos.

En consecuencia la Ingeniería Industrial es el arte y la ciencia que armoniza el sistema productivo de modo que al final se pueda conseguir una producción en la cantidad y calidad deseada en un tiempo determinado y a un costo óptimo. Esto significa reunir y estudiar datos, actuar sobre ellos como: simplificación de los sistemas de producción, métodos de trabajo, programas de producción, etc.

Un sistema puede ser tan simple como un minero perforando en un frente o tan complejo como una combinación de operaciones en minería. La concepción de este sistema y su análisis solo puede

lograr un Ingeniero de Minas con
suficientes conocimientos de las técnicas
de la Ingeniería industrial.

2.3 DEFINICIONES EN LA DIRECCION DE LAS OPERACIONES.-

2.3.1 Generalidades.- Quizá la actividad de organización que mayor reto supone y más perplejidad provoca dentro del sistema productiva es el que implica desarrollar de modo idóneo las funciones que deban llevar a cabo los trabajadores tanto considerados individualmente como en grupo, ello es así por tres (3) razones como mínimo.

1. Con frecuencia existe un conflicto entre las necesidades y los objetivos del trabajador o del grupo y las exigencias del proceso de transformación.
2. La naturaleza singular de cada persona se traduce en una amplia gama de reacciones a lo que se refiere a la actitud, la filosofía y la productividad al llevar a cabo un trabajo como lo es una mina subterránea.
3. El carácter cambiante de la masa laboral, así el trabajo en sí que convierte en discutible, los modelos tradicionales de la conducta del trabajo, así como la eficacia con que pueda actuar en ~~el~~ ejecución de su trabajo.

En toda empresa el objetivo que se persigue es la de obtener resultados y esto solamente se consigue cuando hay incremento de la productividad y esto a su vez ocurre cuando en un grupo humano que involucra el proceso de producción hay voluntad de progreso.

Podemos generalizar a tres los factores más importantes de la productividad :

- 1 : factor humano.
- 2 : equipo y/o herramienta de trabajo.
- 3 : planeamiento técnico del trabajo.

Todos los elementos que pertenecen a un medio de producción deben tener un progreso económico y social.

2.3.2 Organización del Trabajo.- La organización del trabajo podríamos definirla como la función de aplicar de modo detallado las actividades que una o varias personas desarrollan en una mina subterránea.

Su objetivo es el de desarrollar cometidos que se ajustan a las exigencias de la organización y de las tecnologías y que al mismo tiempo satisfagan las

necesidades personales e individuales de quién tiene a su cargo el llevarlo a cabo. La organización de trabajo es inédito a cada mina, no existe similitud con otras minas, menos con otros sistemas de producción.

CUADRO Nº 2.1

DIFERENCIAS ENTRE LA INDUSTRIA MINERA Y LAS OTRAS INDUSTRIAS

INDUSTRIA MINERA	OTRAS INDUSTRIAS
<p>1.- INVERSION.- Alta inversión de capital, generalmente orientados a un solo propósito.</p>	<p>Menos capital de inversión muchos propósitos</p>
<p>2.- DEMANDA.- Generalmente derivada directa pequeña diferenciación del producto.</p>	<p>Directa y derivada diferenciación del producto</p>
<p>3.- LOCALIZACION.- La mina no se puede de ser localización - La infraestructura es crítica. - Problemas de trabajo por áreas remotas</p>	<p>Se puede seleccionar su ubicación</p>

2.3.3 Planes de Producción y Productividad en la Organización del Trabajo.- En toda empresa se señala metas de incremento de producción para sus diferentes operaciones como: exploraciones, desarrollos, transporte etc. por mencionar alguno de ellos. Sobre cada uno de estas operaciones, existen tareas uniformes y específicas con las que también se inician los incrementos.

Un grueso número de compañías mineras en el Perú poseen índices de productividad bajos, acosado esto por los altos costos operativos que reducen las utilidades de todos los factores de costo que inciden en una empresa minera.

El factor rendimiento en el trabajo es el que puede ser manejado con mayor posibilidad de éxito en contraposición con el incremento de los costos operativos, máxime si la mina es mecanizada como lo es Cobriza.

Las gerencias deberían exigir al personal técnico de las operaciones, elaborar proyectos con objetivos y metas debidamente cuantificadas, resaltando la tendencia al incremento de los índices de producción y productividad.

Los índices de productividad se pueden cuantificar de diferente forma. Para una mejor concepción y manipulación con fines comparativos, el cuadro siguiente muestra los índices de productividad en Cobriza.

2.3.4 Organización e Implementación de Programas de Producción y Productividad.- De todo lo expuesto se concluye que la productividad como instrumento de desarrollo dada su relevante importancia directa con la producción requiere de reestructuración en su organización e implementación creando programas de acuerdo a la envergadura económica y técnica de las metas de la productividad.

Los diferentes niveles jerárquicos de la empresa deben intervenir en la formulación de las metas que mejoren la productividad, su implementación, control así como su evaluación crítica de los resultados y de la interpretación calificada se opta por las medidas correctivas.

Las etapas a seguir para la organización y implementación de un programa de productividad en una empresa minera son:

1. Divulgación entre el personal de los beneficios que se obtiene en todos los aspectos con el incremento de la productividad.
2. Cuantificación de los niveles actuales productividad en las diferentes secciones de la mina.
3. Definición y fijación de objetivos y metas de productividad de las diferentes secciones.
4. Definición y designación de las responsabilidades de los diferentes programas de productividad.
5. Elaboración de los programas de productividad para cada meta en función de la trascendencia de la operación.
6. Aprobación y ejecución de los programas de productividad.
7. Control y evaluación de los programas de productividad.

2.3.5 Factor Humano en el Sistema Productivo.- Es de vital importancia que el trabajador comprenda la importancia y responsabilidad de su actuación como elemento productivo y que deben comprender que los parámetros operativos actuales están muy por debajo de lo que realmente deben estarlo, y se debe crear condiciones para el logro de esas metas para lo cual se debe tener en cuenta lo siguiente:

1. Poseer madurez y conciencia de trabajo.
2. Motivar la comunicación social y técnica a todo nivel.
3. Poseer el deseo y el interés de superación.
4. Propiciar el compañerismo y fraternidad laboral.

La empresa por su parte no puede esperar soluciones tratando el problema sólo económicamente, por medio de los incentivos es lógico y comprensible que todo trabajador requiere de realización en general, así como su capacitación, factores que crearán conciencia, comprensión y

trabajo que el personal pueda aportar incondicionalmente.

Entre los aspectos más importantes de la realización de estos logros en Cobriza se tiene:

- a. Capacitación y promoción permanente de los operadores de equipo pesado, reactualizando sus conocimientos.
- b. Premiación por los logros y récords obtenidos en diferente niveles de operación.
- c. Programas de motivación al personal mediante el reconocimiento a su labor y dedicación.
- d. Ejecución de los sistemas de calificación y evaluación del personal periódicamente
- e. Mantener relación empresa trabajador adecuado, por intermedio de la comunicación social.

La organización de la empresa como ente direccional debe ser reflejo de seriedad, y justicia de todas las relaciones conjuntas.

El siguiente cuadro muestra la fuerza laboral en relación a la disponibilidad de equipo en zona 1 para una guardia de trabajo.

DISTRIBUCION DEL PERSONAL CON RESP. DE EQUIPO PESADO

EQUIPO	NUM. UNID.	OPERA- DOR	AYU- DANTE	TOTAL
SCOOP S/T-13	02	04	02	06
SCOOP S/T-8	01	01	01	02
JUMBO HIDRAULICO	02	02	02	04
CAMIONES DUX	04	04	00	04
SCAELER	02	02	02	04
TRACTOR DE RUEDA	01	01	00	01
TRACTOR DE ORUGAS	01	01	01	02
MOTONIVELADORA	01	01	00	01
PAYLOADER	01	01	00	01
ANFOLOADER	01	01	03	04
CONTINGENCIAS		02	01	03

21

11

32

Es decir con 32 personas por guardia se logra la relación hombre máquina de modo que el sistema productivo está en equilibrio. Pero hay que considerar que el 15% del personal está con trabajo adecuado, esto por prescripción médica, realmente se trabaja con 27 hombres hábiles, de las cuales descontamos las contingencias que

usualmente fluctúan alrededor de 5. Es decir la fuerza laboral disponible para operaciones actualmente es 23, lo que es insuficiente para cumplir los trabajos adecuadamente.

Por estas y otras razones es necesario un reordenamiento en la distribución del personal no solo en Cobriza sino en todo CENTROMIN PERU S.A.

REFLEXIONES FINALES.-

Resulta difícil exagerar la importancia que encierra una adecuada organización del trabajo para el sistema productivo, como es la actividad de la explotación minera subterránea. Lamentablemente las empresas que tienen a sus servicios personal obrero se han mostrado exageradamente lentas en la introducción de los cambios que alivien las condiciones del trabajador.

Muy pocos supervisores y/o los que tiene elementos de decisión en sus manos se han mostrado preocupados respecto a los aspectos tecnológicos de los diversos procesos de producción.

En cambio hay una notable indiferencia en las necesidades psicológicas, sociológicas del trabajador ciertamente esta manera de trabajar es bastante común y muy difundida, no es el modo como deba encararse una organización productiva contemporánea.

No es menos sorprendente de que un buen número de trabajadores antiguos y buenos así como algunos jóvenes se sientan confusos y desanimados ante muchos trabajos modernos. Resulta evidente que conseguir una buena organización de trabajo puede llegar a ser una operación compleja, ya que exige algo más que una pequeña concepción y conocimiento de la tecnología y de la economía de la producción minera. Pero el problema tanto por razones sociales como económicas no puede ser ignorado, y hay la tarea inmensa de las nuevas generaciones.

2.4 DEFINICIONES EN LOS SISTEMAS DE CARGUIO Y TRANSPORTE.

2.4.1 Generalidades.- En el manipuleo del producto de los disparos en minería subterráneas mecanizada, lo esencial son unidades que puedan cargar y transportar ese material disparado hacia lugares predeterminados para este fin. Estas unidades tienen ciertas características que lo hacen necesarios su uso en las condiciones del medio de laboreo, lógicamente está condicionado a otros factores como por ejemplo magnitud del volúmen a moverse, tecnologías del equipo, como los índices de costos.

El depósito minerológico de Cobrizá así como su diseño original en cuanto a la explotación de la mina requiere necesariamente para su carguío y transporte de mineral equipos de gran capacidad

En Cobrizá ya se tiene el equipo pesado necesario para la explotación. Su uso y adecuación ya fueron evaluados de manera que el presente trabajo no apunta a ver si es ó no adecuado el equipo empleado , de lo que se trata es optimizar el uso de esos

equipos estableciendo asignaciones de trabajo específico.

Más específicamente la parte de carguío y transporte de mineral en los tajeos del área denominada zona 1, en la cual se verá el sistema actual, obteniéndose los parámetros que gobiernan su operación para finalmente hacer el análisis de ocurrencia cuando se presentan variaciones en el sistema.

2.4.2 Sistemas de Carguío.- Se entiende por carguío a la actividad de levantar el material disparado y depositarlo a algún otro lugar previamente establecido. ahora bien el carguío se puede efectuar manualmente cuando por ejemplo el volúmen del material a cargar es de poca importancia y no justifica el empleo de equipo pesado.

Cuando el carguío se efectúa por medios mecánicos, es obvio que el volúmen del material a ser movido es considerable para esto se usa equipos de gran volúmen. Se recurre a este tipo de máquinas cuando la ejecución del carguío cuenta con todo los elementos técnicos así como de costos,

especialmente los costos de mantenimiento que hay que tener en cuenta.

La mina Cobriza que tiene que satisfacer un nivel de producción de 9,100 TMS/DIA. Sería imposible satisfacer este objetivo con otros métodos de carguío que no sean con equipo pesado de gran volúmen. Los equipos de carguío y transporte de mineral en los tajeos en Cobriza son los denominados scooptrams diesel con capacidad en la cuchara de 13 yd³, y en zona 1 tenemos 3 de estas unidades (2 en operación y 1 en stand by).

2.4.3 Sistemas de Transporte.- El Transporte de mineral tiene un sentido de relación con longitud o distancias de recorrido. En efecto se comprende por transporte el recorrido que hace los equipos llevando en su cuchara y/o tolva el mineral disparado desde el frente de los tajeos a lugares donde convergen la producción. Esto considera dos tipos de distancias:

1. Distancias cortas.
2. Distancias largas.

Se entiende por distancias cortas aquellas en que la longitud del recorrido está en el intervalo de (0,200) metros, y distancias largas son las que están más allá de este intervalo. En zona 1 estas distancias largas pueden alcanzar hasta 730 mts. (tajeo 60-29435 hasta el echadero A3).

El uso del scooptram se puede adaptar al primer caso, estudios hechos así lo han demostrado, ya para el segundo se tiene que usar otro equipo de transporte.

El transporte de mineral en zona 1 inicialmente fue con scooptrams, esto de acuerdo con el diseño original. Las distancias de recorrido eran de promedio 130 mts. obteniéndose rendimientos hasta 120 TM/hora . Esto no ocurre. Hoy las condiciones estructurales de la zona han experimentado ciertas variaciones debido a factores geológicos que han motivado que las distancias de recorrido sean mayores de 200 mts. Indudablemente esto se ha reflejado en la baja de los rendimientos de equipo carguío y transporte alcanzándose rendimientos de tan solo 70 TM/Hr. Como veremos mas adelante, los que no permite alcanzar los objetivos de producción

estimados, lo que a su vez motiva el replanteo del sistema de transporte en la zona de acuerdo a las circunstancias actuales en que está diseñado el sistema de explotación.

En labores en donde la distancia de recorrido es mayor a los 200 metros el sistema de carguío y transporte se efectúa con una flota de camiones dux teniendo como cargador el ~~pa~~loader CAT 966C, S/T-13 y/o S/T-8 obteniéndose rendimientos de hasta 160 TM/Hr. que ha generado la investigación de su uso.

2.4.4 Factores que influyen en los Sistemas de Carguío y Transporte.- Para obtener un rendimiento óptimo de carguío. Evidentemente existen varios factores que afectan el rendimiento óptimo de carguío y transporte de mineral es obvio que tenemos que considerar, algunos indicadores que afectan su comportamiento, independientemente de las dificultades que pueda presentar el equipo así como la distancia de recorrido.

A continuación se muestra algunos de los factores:

ALTURA DE CORTE.- Se define como la altura entre el punto mas alto con respecto al nivel del piso del material disparado, y esta altura deberá estar de acuerdo al diseño del equipo que va a cargar ese material, esto permite que el cargador llene totalmente su capacidad de cuchara en el primer intento (una palada). Esto se consigue en Cobriza con una perforación cuyos taladros tienen una longitud de 11 pies y una inclinación de 75 con respecto a la horizontal, lográndose una altura del material disparado de 3.35 metros, esta altura se considera óptima para el carguío de mineral en todas las zonas de Cobriza.

ANGULO DE GIRO.- Se conceptúa como ángulo de giro a la variación que experimenta la dirección de la cuchara con respecto al eje central que une las articulaciones del cargador al momento de efectuar el carguío.

El nivel de esta variación afecta negativamente al rendimiento del cargador, es decir cuando más grande sea el ángulo de giro el rendimiento es menor, por lo que se recomienda que el cargador al momento de cargar tenga alineados ambos módulos de manera que el ángulo de giro sea mínimo (0°).

FRAGMENTACION DEL MINERAL.- Es la relación de uniformidad de granulometría del mineral disparado que permite un eficiente carguío. En Cobriza consideramos una buena granulometría a aquellas partículas de mineral disparado cuyo diámetro en promedio sea de 2 pulg. de diámetro. Estas características responden a un estudio hecho sobre granulometría óptima teniendo en cuenta el transporte de esas partículas hasta la planta concentradora, lo que requiere pasar por varios sistemas de transporte.

Esta fragmentación se ha logrado con un adecuado sistema de perforación y voladura que técnicamente se ha demostrado que son los adecuados.

PERFORACION. Los taladros tienen una longitud de 3.3 metros con un diámetro de 2 pulgadas siendo la malla para la zona de 2x2m., con una inclinación de 75° con respecto a la horizontal y con una orientación paralela al buzamiento del manto.

VOLADURA.- El sistema de voladura es con el sistema fanel, usando como explosivo el AN/FO , la geometría del disparo es en "V"

así como su salida, siendo la presión de confinamiento del explosivo en el taladro de 75 psí. se usa para su iniciación un cartucho de dinamita de 65%. (veáse gráfico Nro. 3.1).

GRADIENTE.- Es el grado de inclinación de la vía con respecto a ~~la~~ la horizontal. Se mide en porcentaje, se ha demostrado que los buenos resultados se obtienen para operaciones de equipo diesel como en Cobriza hasta gradientes del 12%, inclinaciones mayores merman los rendimientos y el estado del equipo.

En Cobriza se tiene gradientes de sus vías hasta por 15% sobre todo en los accesos a los tajeos, estas gradientes se consideran aceptables para la operación de los equipos.

VIAS DE ACCESO.- Este aspecto es muy importante para el normal movimiento del equipo pesado, máxime si se trata de vías por donde se concentrará el tránsito fluido de mineral o los puntos de carguío o descarga.

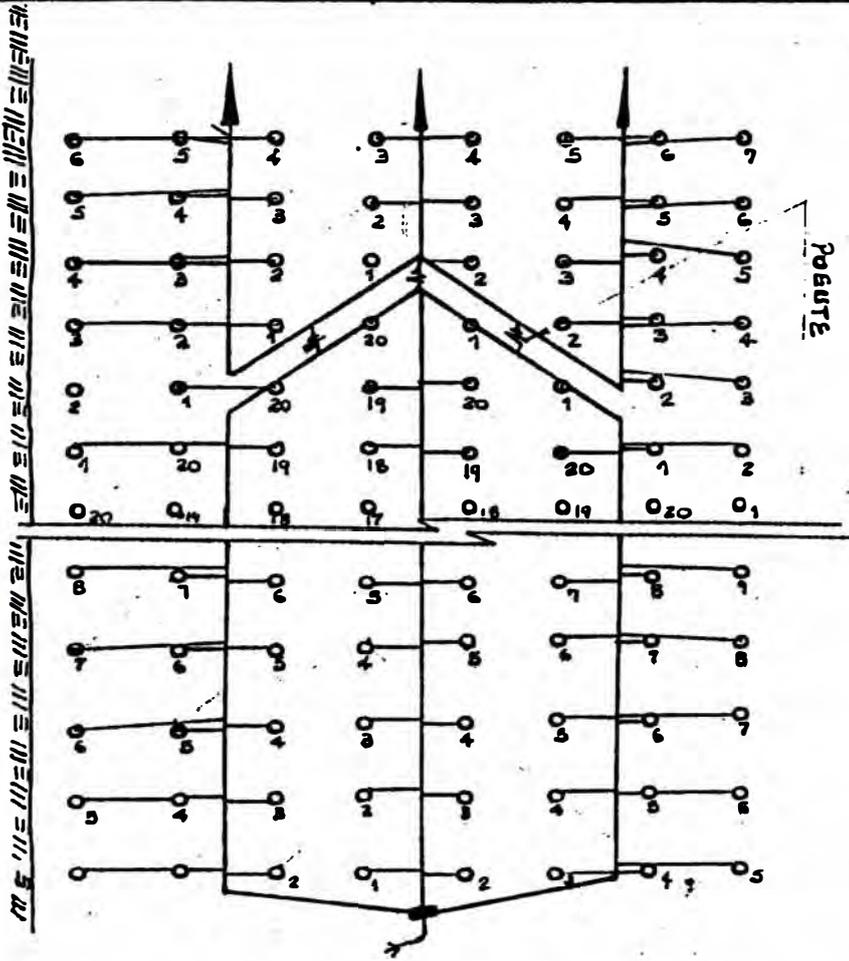
Un buen mantenimiento permite tener un piso uniforme que afecta directamente en el incremento de la velocidad media, vida de las llantas, conservación misma de los equipos.

También es importante señalar que las vías de tránsito deben ser lo suficientemente espaciosos, es decir cuando menos deben tener una luz de 2.0 metros entre el borde del equipo y la pared de la galería más próxima. Esto para permitir la facilidad de maniobra que debe tener el equipo, con la seguridad de que no ocurrirá algún accidente por choque, sobre todo cuando está transportando mineral.

En zona 1 así como en otras zonas se tiene una motoniveladora y un tractor de ruedas para efectuar el trabajo del mantenimiento de las vías en forma continua, apoyado con un teletruck lo que constituye una flota de mantenimiento de las vías de acceso. El ensanchamiento de las galerías es aún un problema por superar en algunos tramos de la vía.

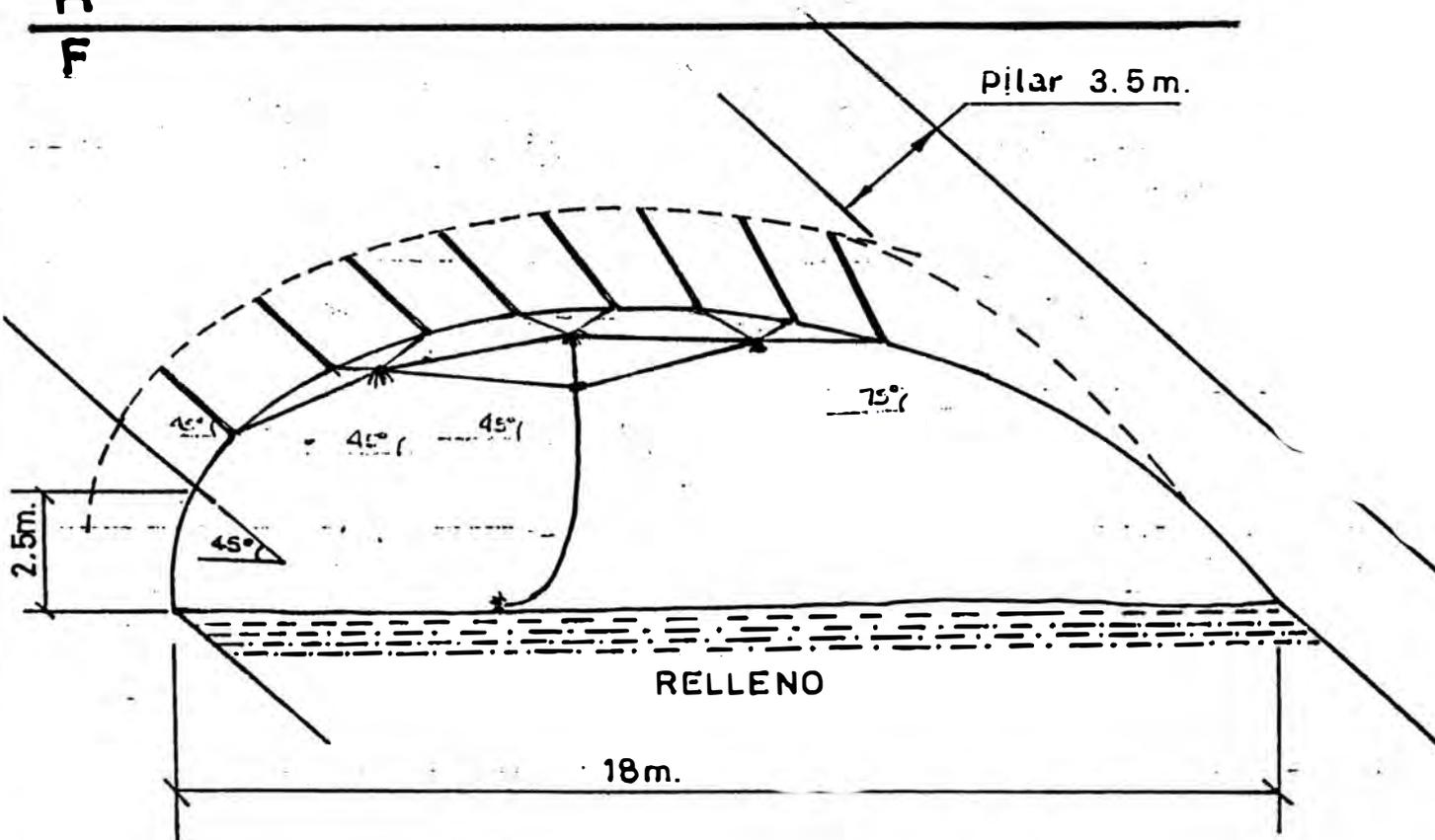
I

CAJA PISO



PRIMERA SERIE SEGUNDA SERIE

CAJA TECHO



Pilar 3.5 m.

2.5m.

18m.

RELLENO

GRAFICO 3.1.

DISEÑO DE UNA VOLADURA CON FANEL

2.4.5 Equipos de Carguío y Transporte.- En la mayoría de las explotaciones mineras se emplean cargadores mecánicos, cada modelo de estas satisfacen solamente para determinados tipo de trabajo, no se puede efectuar todos los tipos de carguío y transporte empleando solamente un tipo de máquina.

Existen en el mercado diferentes modelos de equipos de carguío y transporte, para todo los requerimientos d
la industria minera, las capacidades varían desde pequeñas palas mecánicas con volteo posterior, hasta inmensas palas cuyas capacidades alcanzan los 20 yardas cúbicas.

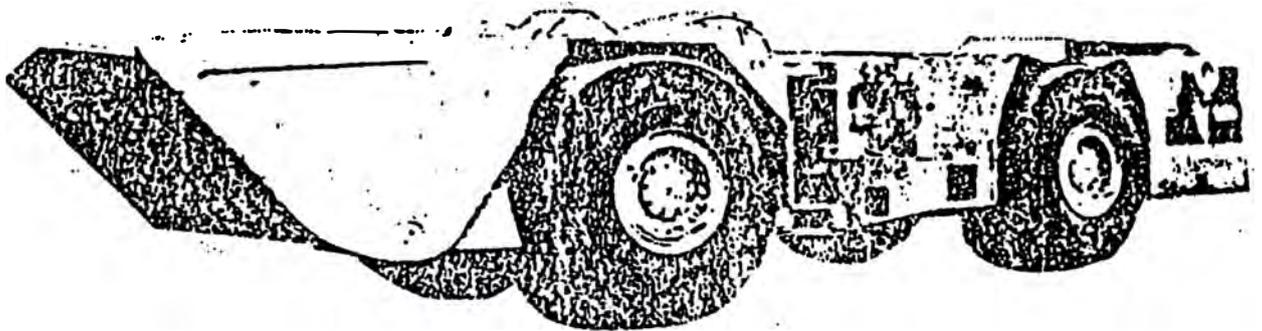
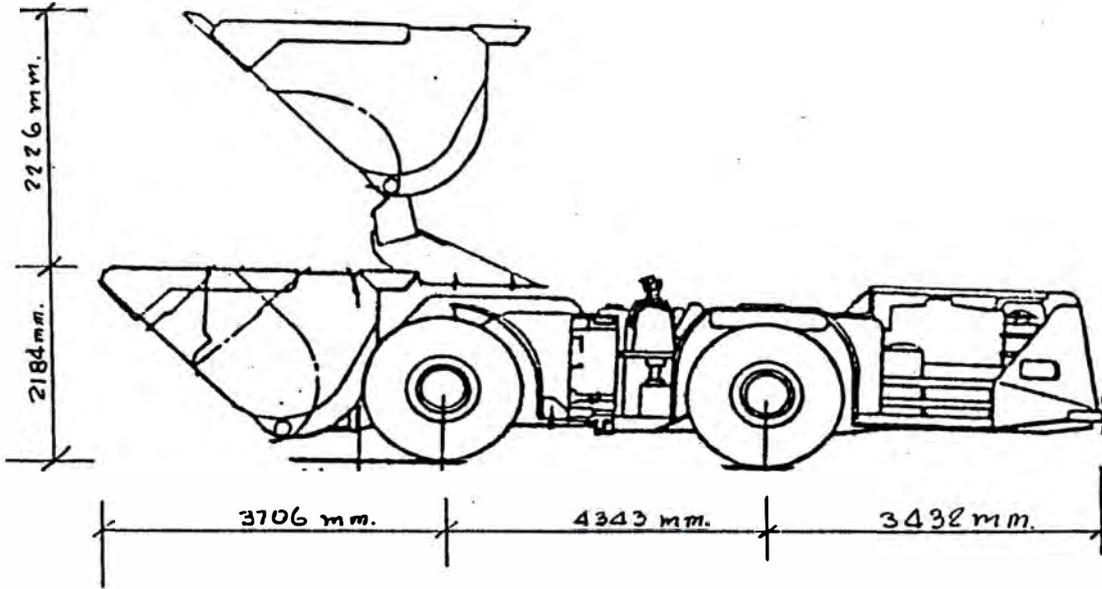
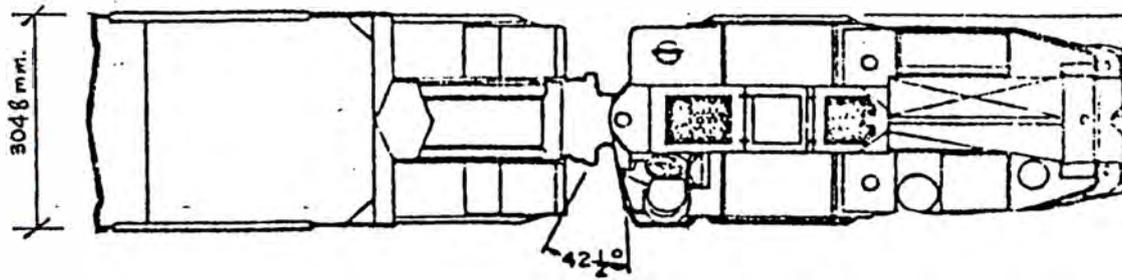
En las últimas décadas en la mecanización de las minas, estas palas de gran capacidad se están usando con frecuencia en minería subterránea.

En Cobriza contamos con cargadores frontales para el carguío y transporte del mineral disparado en los tajeos con scooptrams (s/t-13) marca Wagner y está equipado con tracción en las cuatro ruedas con una capacidad de cuchara dada por el fabricante de 13 yardas cúbicas, su unidad

de potencia es un motor catarpillar de 380 HP. La potencia de tracción se desarrolla a través de un convertidor de torque, una caja de cuatro velocidades automáticas y un diferencial con mandos finales en las ruedas, usualmente al modelo se le identifica por S/T-13, S/T significa scooptram y el número 13 indica la capacidad de la cuchara dada por el fabricante.

La unidad consiste principalmente de 02 secciones, un módulo delantero y un módulo trasero, estas dos secciones están unidas por medio de bisagras y un pasador (muñón articulado), lo que permite que estas dos secciones giren libremente en ambas direcciones con un radio de curvatura de diez metros.

Los sistemas de frenos así como la dirección son hidráulicos, la sección de la cuchara se considera parte delantera del equipo, en la parte posterior contiene el motor, convertidor del torsión (transmisión), eje motriz trasero y la colocación del operador.



SCOOPTRAM S/T - 13

El equipo tiene orientación bi-direccional automática y un ángulo de giro de 85°, es decir 42.5° por cada lado, su peso aproximado es de 45,000 kg. El equipo ~~ha~~ sido diseñado para cargar transportar y descargar. En Cobriza de estos equipos se tiene un total de 07 unidades de las cuales 03 unidades trabajan en zona 1. También tenemos 04 unidades de s/t-8. Con las mismas características, con la única excepción de que el motor es de modelo deultz de enfriamiento por aire.

CAMIONES DE BAJO PERFIL.- En Cobriza se tiene 9 camiones de bajo perfil exclusivamente para el transporte ya sea de relleno y/o mineral las especificaciones son:

4 teletruck WM 420

5 DUX DT 030

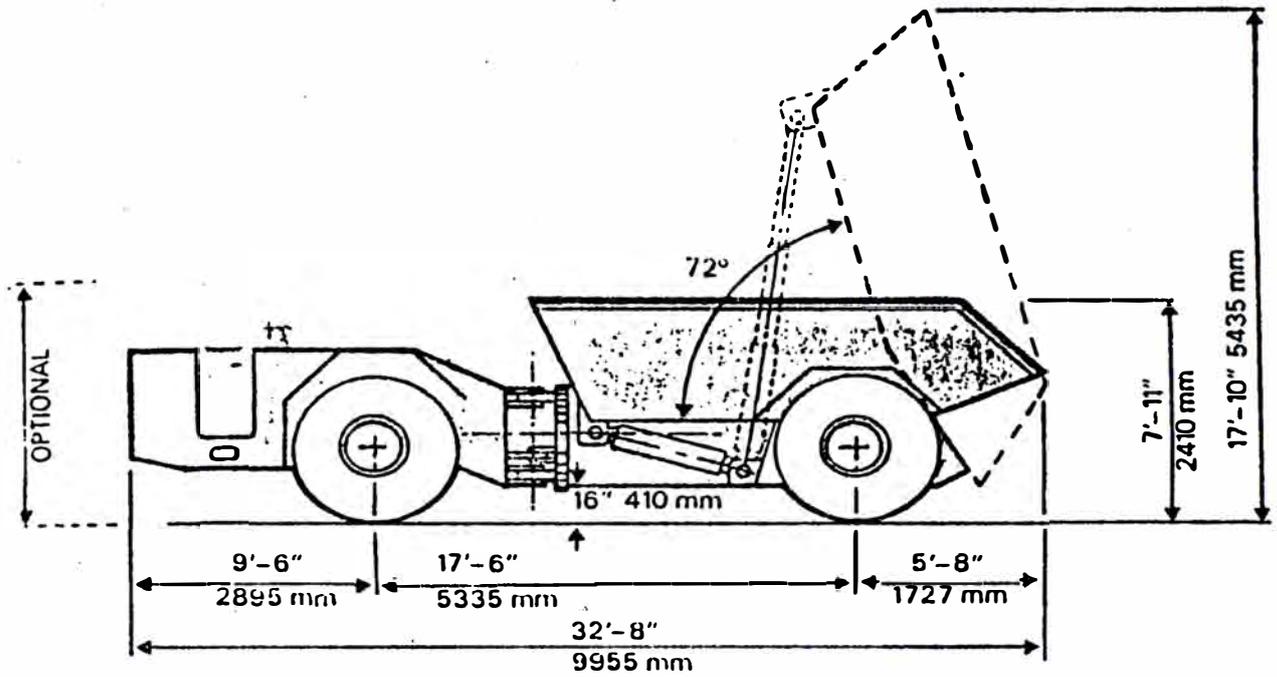
Los teletrucks tiene una capacidad de 20 TM. y se usan generalmente para el transporte de relleno, la disponibilidad mecánica de estos equipos es muy baja debido principalmente por la obsolescencia (están operando desde hace 15 años).

Los DUX DT-30 cuya capacidad es de 30 TM. son altamente maniobrables, poseen cuatro velocidades en ambas direcciones, desarrollando velocidades de hasta 22 millas por hora, aunque esto depende de las condiciones y características del medio en donde va a operar.

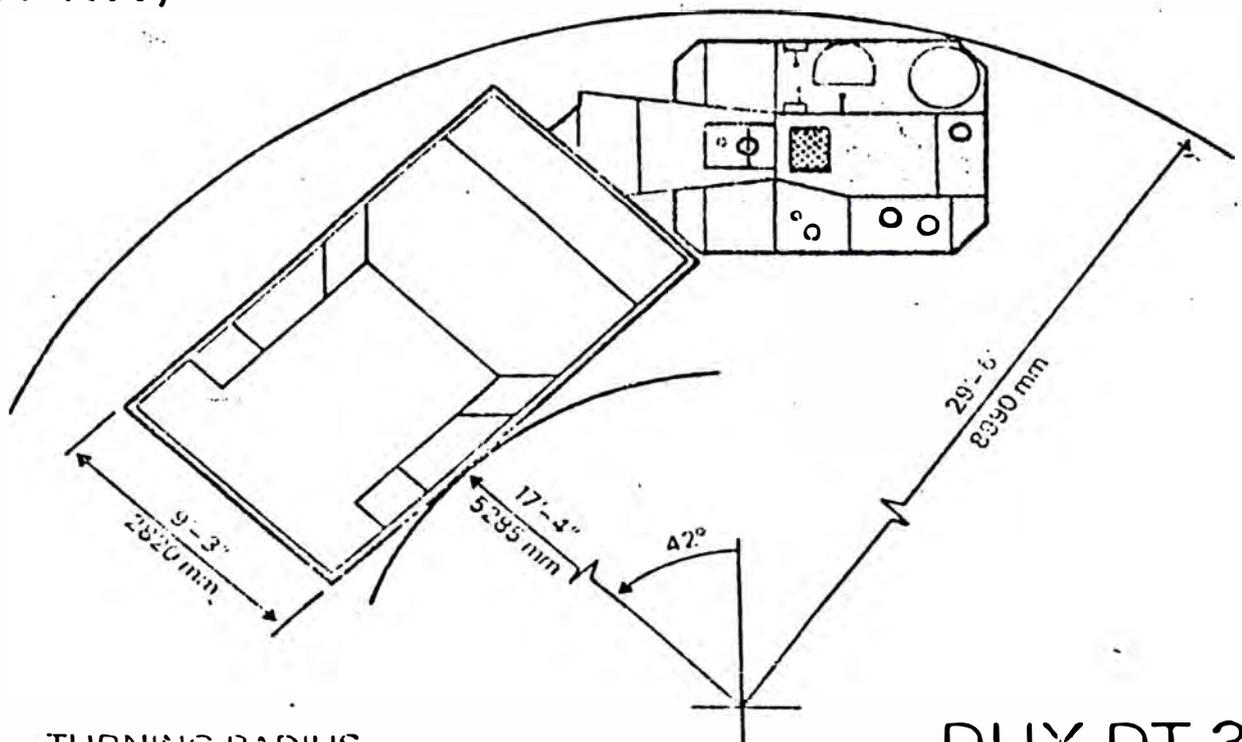
En Cobriza se le da uso en el transporte de relleno convencional, en excepcionales circunstancias se le da uso en el mineral. Estos equipos han sido diseñados para el transporte del mineral por lo que se a probado en el transporte del mineral en los tajeos reportándonos excelentes resultados.



LOW PROFILE 30 TON PAYLOAD 4 WHEEL DRIVE DUX DUMP TRUCK



277 HP MINE RATING
(207 KW)

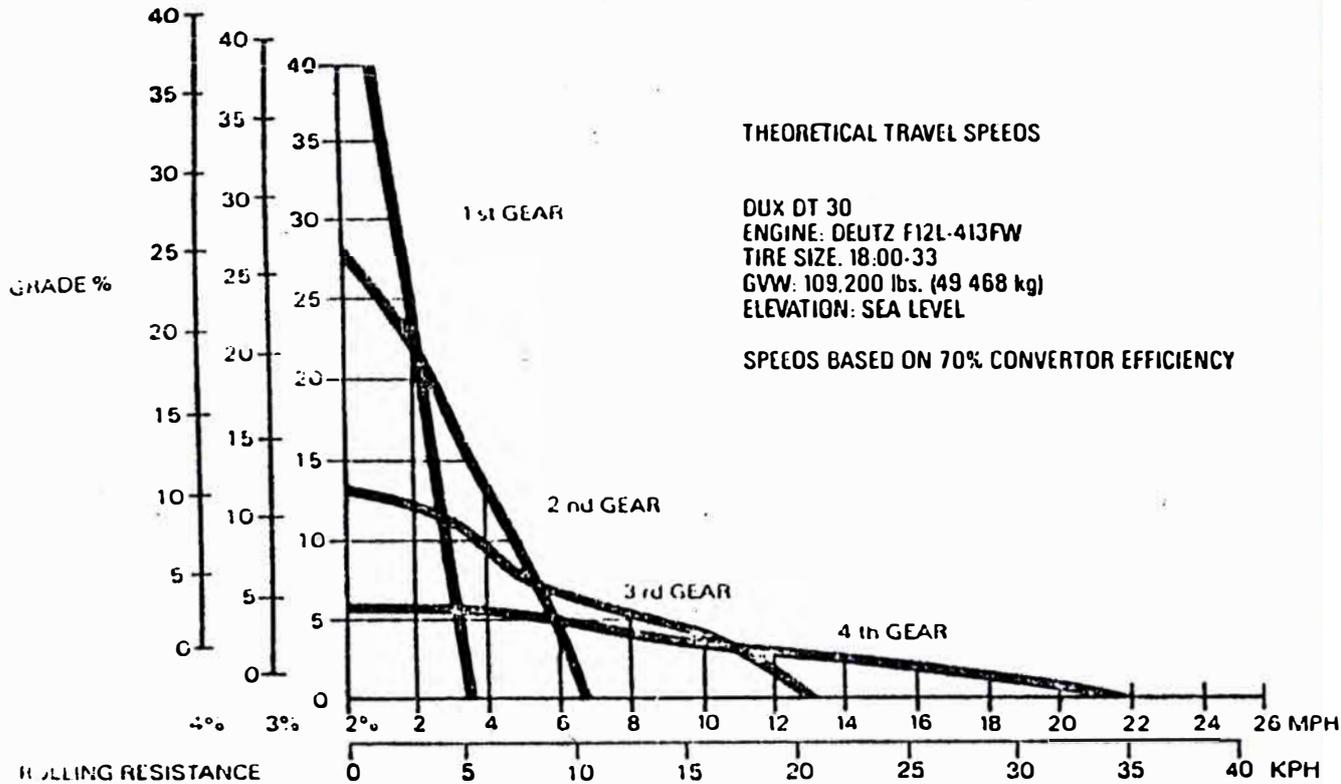


TURNING RADIUS

DUX DT 30



DT30 HAS HIGH POWER TO WEIGHT RATIO FOR LOW HAULING COST



PAYLOAD CAPACITY

Rated capacity ... 30 tons (short) 27.2 tons (metric)

DUMP BODY CAPACITY SAE

Heaped 19.6 cu. yd. 15 cu. m.
Struck 16.4 cu. yd. 12.5 cu. m.

DISCHARGING

Max. dumping height required at 75°
dumping angle ... 17'-10" 5435 mm (approx.)

TRAVEL SPEED

Maximum approx.
speed 22 MPH 35 KM/H

TURNING RADIUS

Inside 17'-4" 5285 mm
Outside 29'-6" 8990 mm

APPROXIMATE OVERALL DIMENSIONS

Length 32'-8" 9955 mm
Width 9'-3" 2820 mm
Overall height ... 7'-11" 2410 mm
Ground clearance
(middle) 1'-4" 410 mm
Wheelbase 17'-6" 5335 mm
Track 6'-8" 2035 mm

WEIGHTS

Empty 49,200 lbs 22,288 kg
Loaded 109,200 lbs 49,468 kg

2.5 MODELOS QUE GOBIERNAN LOS SISTEMAS DE CARGUIO Y TRANSPORTE

2.5.1 Generalidades.- La historia de la aplicación de los equipos pesados de gran envergadura en la minería subterránea en el Perú indudablemente se remonta a los inicios de la operaciones en ~~la~~ mina Cobriza, pues allí tenemos entre otros equipos scooptrams de 13 yd³ y camiones de volteo posterior de 30 TM. y teletrucks con placas inyectoras para el vaceado de la carga.

La operación de estos equipos está sujeto a diversos factores los cuales decidirán si efectivamente la operación es económica o no.

En el presente capítulo mostramos un factor importante que gobierna la operación de estos equipos, el cual es el ciclo de trabajo. Conocida la ruta a seguir por el equipo entre el frente de carguío y descarga se procede a la estimación del ciclo de carguío y transporte "teórico" entre ambos puntos. Teniendo en cuenta los principios del movimiento lineal uniforme, características del tramo a recorrer, resistencia a la rodadura, resistencia a la pendiente, entre otras.

2.5.2 Ciclo de Trabajo de los Equipos de Carguío y Transporte.- Las actividades que se requieren en el trabajo de un cargador y/o transporte es principalmente el ciclo de trabajo, y este ciclo es únicamente en función del tiempo, que a su vez va a depender de varios factores. En suma definimos lo siguiente:

$$Ct = Tf + Tv \dots \dots \dots (2.1)$$

siendo:

Ct Ciclo de trabajo en función del tiempo

Tf Tiempo fijo

Tv Tiempo variable

TIEMPO FIJO.- Son aquellos tiempos en que el equipo incurre en hacer movimientos estables y repetitivos que pueden considerarse constantes debido a que no presenta mucha variabilidad, a este rubro imputamos los siguientes movimientos:

- Tiempo de posicionamiento
- Tiempo de maniobras
- Tiempo de vaciado de la carga.

TIEMPO VARIABLE.-- Se considera tiempo variable en el ciclo de un equipo de carguío y transporte de mineral, los movimientos gobernados por factores que varían en el tiempo, por ejemplo puede ser el carguío, que va depender de entre otras cosas, del grado de fragmentación del mineral disparado, altura de corte de la carga, habilidad de operador etc.

Otro de los factores que gobierna el tiempo variable es la velocidad que desarrolla el equipo, esto va depender del perfil del terreno, grado de estrechez de las vías, nivel de iluminación etc.

A través del muestreo intentamos estimar la velocidad media (V_m) equivalente que está desarrollando los equipos ya sea los scooptrams • los camiones dux, para luego de modo iterativo estructurar el modelo que gobierna su ciclo.

Obviamente una de las variables es la distancia del recorrido del equipo que va a afectar al tiempo variable.

Para las características de Cobriza tenemos dos tipos de distancias:

DISTANCIA FIJA (X_0).- Denominado así a la distancia inicial que recorre el equipo y/o camión y que no representa una variabilidad considerable, en el transcurso del movimiento del equipo, estas distancias son características propias de cada tajeo y son distancias medidas desde la boca del oreo hasta el primer punto de mineral posible de ser disparado en el tajeo.

DISTANCIA VARIABLE (X_j).- Es la distancia medida desde el primer punto de mineral posible de ser disparado hasta el último (longitud del tajeo) esta distancia varía a medida que avanza la limpieza, se observa en cobriza que estas distancias varían desde los 0.00 metros hasta los 200 metros (longitud del medio tajeo).

Luego tenemos la distancia total de recorrido medido en un solo sentido.

$$\text{DIST.} = X_0 + X_j \dots \dots \dots (2.2)$$

Pero como el equipo recorre dos veces esa misma distancia para completar un ciclo de trabajo, luego tendremos.

$$\text{DIST.} = 2 * (X_0 + X_j) \dots \dots (2.3)$$

Considerando los principios de movimiento lineal concluimos:

$$Ct = Tf + Tc + 2 * (Xo + Xj) / Vm \quad (2.4)$$

siendo:

Ct=Ciclo de trabajo medido en segundos

Tf=Tiempo fijo (seg.)

Tc=Tiempo de carguío (seg.)

Xo=Distancia fija (mts.)

Xj=Distancia variable (mts.)

Vm=Velocidad media equivalente (m/s)

Los tiempos fijos son asumidos para las condiciones de Cobriza del siguiente modo.

CUADRO Nº 2.4

TIEMPOS FIJOS

EQUIPO	Tf	Observaciones
SCOPTRAMS S/T-13	45	tiempos medidos en seg.
CAMIONES DUX DT-30	75	

El tiempo de carguío (Tc) se considera variable puesto que depende del equipo de carguío que se utilice, y esto se obtiene del muestreo, así como la velocidad promedio que desarrolla el equipo.

La ~~La~~ distribución de las distancias en los tajeos de la zona 1 podemos apreciar en la siguiente tabla.

CUADRO N^o 2.5

CARACTERISTICAS OPERATIVAS DEL SISTEMA ZONA 1
DISTANCIAS MEDIDAS EN METROS.

TAJEO	X _o	X _j	X _c	X _o + X _j
70-2680S	290	135	68	357.5
60-2943N	50	190	95	145.0
60-2680S	35	190	95	130.0
60-2680N	37	200	100	137.0
60-2943S	730	200	100	830.0

PROMEDIO

304.0

Así tenemos los modelos que gobiernan el ciclo de un equipo de carguio y transporte lo siguiente:

EQUIPO

CICLO DE TRABAJO

SCOOPTRAM S/T-13 $C_t = 45 + T_c + 2 * (X_o + X_j) / V_m$

CAMIONES DUX DT-30 $C_t = 75 + T_c + 2 * (X_o + X_j) / V_m$

Estas dos expresiones serán usadas en adelante para estimar los rendimientos de los equipos de carguío y transporte.

2.5.3 Factores que influyen en el Ciclo de Trabajo.-

Los factores que pueden influir en el ciclo de trabajo de un equipo de carguío y transporte se pueden considerar lo siguiente.

RESISTENCIA A LA RODADURA.- La resistencia a la rodadura es una medida de la fuerza necesaria para vencer la fricción interna de los cojinetes estos equipos cuyos desplazamientos es sobre neumáticos, para vencer el efecto retardado entre los neumáticos y el suelo, esto es debido a la resistencia causada por la penetración de los neumáticos en el suelo y por flexión del neumático bajo la carga.

RESISTENCIA A LA GRADIENTE.- La resistencia a la gradiente es la fuerza debida a la gravedad que debe superar el equipo a medida que asciende una pendiente, cuando el equipo desciende una pendiente la fuerza de la gravedad ayuda al movimiento. Las pendientes generalmente se miden en %. Es

decir la relación que existe entre la elevación del camino a lo largo de la horizontal. Por lo tanto un camino que se eleva 12 metros en una longitud de 100 metros, tiene una pendiente de 12%. Esto es lo que ocurre en las vías en donde recorren los equipos en cobriza.

TRACCION.- Una rueda patinando no transmite potencia al suelo, los dos factores que evitan que la rueda patine son el peso que llevan y la tracción disponible para las condiciones de ese suelo.

El grado de tracción entre los neumáticos y el suelo se denomina coeficiente de tracción, puesto que nunca la adhesión es 100%. el coeficiente siempre es menor que 1.0.

El resultado de multiplicar el peso del eje del motor por el coeficiente de tracción representa la fuerza máxima que puede ser transmitida antes que los neumáticos patinen.

ALTURA.- Un aumento de altura puede provocar una disminución en la performance del equipo, esto se debe principalmente a

la disminución de la densidad del aire que afecta la relación combustible aire que debe existir dentro de la cámara de combustión del motor.

Existen tablas de medida de reducción de la potencia del motor debido a la altura, en los motores de cuatro tiempos, no hay pérdida de potencia hasta los 5,000 pies, por encima de esta altura la reducción es sumamente variable, se puede contrarrestar estos efectos con unos dispositivos que regulan la densidad del aire para una determinada altura, se le llama turbo.

En Cobriza los equipos tienen este dispositivo el cual indudablemente mantiene la capacidad inicial de la potencia del motor.

La resistencia total es del orden de 3
- 4%.

3.0 SISTEMA ACTUAL DE CARGUIO Y TRANSPORTE

3.1 GENERALIDADES

El sistema actual de las operaciones de carguío y transporte materia del presente estudio, se circunscribe en el área denominada zona 1, que comprende desde los niveles 51 hasta el 80 inclusive. La unidad de producción Cobriza de CENTROMIN PERU S.A. cuyo depósito mineralizado se encuentra en el flanco este del distrito de San Pedro de Coris de la provincia de Tayacaja departamento de Huancavelica. A una altitud de 2,200 a 2,500 metros sobre el nivel del mar.

El depósito mineralizado de cobriza tiene forma tabular originado por el remplazamiento metasomático de las calizas cobriza que forman parte de una secuencia sedimentaria del grupo copacabana de edad paleozoico superior. Los límites de mineralización a la fecha se han reconocido hasta 4 kilómetros sección longitudinal en el flanco este del anticlinal de Coris, desconociéndose en cuanto a profundidad, el mismo que aún se encuentra en exploración.

La potencia del manto varía desde 15 a 30 metros, el mismo que a sido afectado principalmente por factores estructurales, donde las fallas y pliegues tienen singular importancia sobre ~~en~~ todo en Zona 1. El rumbo del manto es en promedio N45°W con un buzamiento de 45°NE.

La mina cobriza, con una capacidad instalada de tratamiento del mineral de mina de 9,100 toneladas métricas por día con una ley promedio de 1.3% Cu, en la actualidad no se logra aún la producción de diseño debido a múltiples factores. Quizás uno de ellos sea un decaimiento en el rendimiento de los equipos de carguio y transporte en los tajeos.

Las reservas de mineral para 1991, calculado por una ley mínima de 0.90 % Cu (9.87 US \$/TM), totalizan

29'492,000 TM. Estas reservas incluyen mineral de las áreas de Coris y Pumagayoc, clasificado como probado, probable, accesible y eventualmente accesible.

El siguiente cuadro muestra el resumen general de las reservas para 1991. CUADRO Nº 3.1

RESERVAS DE MINERAL, MINA COBRIZA 1991

Area	TMS	%Cu	Gr.Ag.	Valor \$/TM	Cut-Off \$/TM
Coris	22,808,620	1.32	13.90	15.40	
Pomagayoc	6,683,460	1.37	30.23	16.91	
Total	29,492,080	1.33	17.60	15.72	9.87

SUMARIO DE RESERVAS MINABLES, MINA COBRIZA 1991

Area	TMS	%Cu	Gr.Ag.	Valor Cut-Off	
				\$/TM	\$/TM
Corie 1	3,503,990	1.39	13.83	16.27	
2	2,771,020	1.20	12.48	13.82	
3	3,345,020	1.30	14.16	15.16	
Sub-Total	9,610,020	1.30	13.56	15.13	
Pumagayac	490,960	1.29	31.19	15.84	
TOTAL GRAL.	10,100,990	1.30	14.41	15.17	9.87

3.2 CARACTERISTICAS OPERATIVAS DEL SISTEMA

La mina en su conjunto está conformado por nueve (9) niveles de las cuales 6 están en operación con una diferencia de 90 metros en altura entre nivel y nivel.

Los accesos a los tajeos se hace a través de rampas tipo elipzoidales construidas para este fin, cuyas gradientes en promedio son al rededor de 12% con una ρ 14 a 16 metros de radio de curvatura y con 200 metros de longitud de una vuelta (en forma de envolvente) teniendo como eje central la chimenea de mineral (ore pass) y la chimenea de servicio.

El nivel principal de extracción del mineral de mina es el 28, hacia donde fluye la producción de las tres zonas. existiendo 5 echaderos en toda la mina.

La ventilación se considera suficiente en zona 1, para ello se tiene instalado en la boca mina del nivel 70 y 51 del flanco occidental del anticlinal de coris ventiladores con una capacidad de 300,000 CFM. cada uno.

3.2.1 Método de Explotación.- El método de explotación es el corte y relleno mecanizado, con relleno detrítico las zonas 1 y 2 e hidráulico la zona 3. Este método es el ^{que} mejor se adapta a las características del manto, es por ello que se ha desechado los otros métodos que podrían haber sido altamente eficientes, tales como Block Caving, sub level stopping, shrinkage etc.. Estos métodos para su extracción requieren que sean vaciados por gravedad, lo que nos es posible en cobriza por el buzamiento del manto, el mismo que es 45NE. Los tajeos son delimitados por echaderos construidos en la dirección del buzamiento y con una longitud aproximada de 500 metros. Los tajeos para mayor flexibilidad de las operaciones se a subdividido en dos medios tajeos, teniéndose acceso por ambos extremos. Esto

permite la independencia en el ciclo de la explotación se definirá en adelante a un tajeo a aquella área explotable cuyas dimensiones son 200 metros de longitud, 15 metros de ancho y 5 metros de altura. (ver. Fig. 3.2)

3.2.2 Descripción de los Sistemas de Transporte.-

TRANSPORTE DE MINERAL EN LOS NIVELES 51, 60 Y 70.- El método tradicional de carguío en los tajeos en toda la mina es con los scoptrams s-t 13, es decir una vez disparado el mineral en los tajeos, los scooptrams entrarán en su limpieza evacuando el mineral roto a los echaderos que están en las rampas de acceso al tajeo. Las distancias de recorrido en promedio en 1983 eran de 130 mts. y se alcanzaban rendimientos de hasta 120 TM/Hr., hoy las distancias de transporte se han incrementado a 230 en toda la mina, en zona 1 estas distancias alcanzan hasta los 304 metros en promedio, lo que a motivado el decaimiento de los rendimientos de los equipos de carguío y transporte. (ver cuadro 33)

CUADRO COMPARATIVO DE LAS DISTANCIAS POR LABORES

TAJEO	1983			1990		
	Xo	Xc	Xp	Xo	Xc	Xp
42-1760S	140	95	235			
51-2943S	35	95	130			
51-2943S	35	95	130			
51-2880S	35	95	130			
51-2680N	35	95	130			
51-2300S	35	95	130			
51-2300N	35	95	130			
60-2943S				730	95	825
60-2943N				50	95	145
60-2680S				35	95	130
60-2680S				37	95	132
70-2680S				290	68	358

PROMEDIO ZONA 1 (m) : 130

304

OBSERVACIONES

Xo : Distancia Inicial (m.)

Xc : Distancia al centro del tajeo

Xp : Distancia Total de recorrido del scoop en un sólo sesntido

En algunos tajeos de la zona como podemos apreciar en el cuadro 3.3 han incrementado sus distancias de acarreo, llegando a superar largamente los 200 metros, lo que hace necesario su replanteo.

En el nivel 60 el echadero 60-A3 tiene una discontinuidad, es decir el mineral proveniente de los tajeos de~~X~~ niveles superiores al nivel 60 se acumulan en este nivel teniendo que ser transferidos al A3 que lo transportará al nivel 28, usando para esta transferencia un equipo de carguío adicional, en su defecto el mismo equipo que a estado acumulando hace la transferencia, esta operación tiene efecto negativo en el rendimiento y los costos de carguío y transporte.

TRANSPORTE VERTICAL POR ECHADEROS DE LOS TAJEOS AL NIVEL 28.- A lo largo de la longitud del buzamiento del mineral se han construido los echaderos por donde desde los tajeos el mineral roto es evacuado por gravedad, En el caso del mineral proveniente de las zonas superiores al nivel 28 y en caso de los tajeos que están en niveles inferiores se izan a través del pique hacia el nivel 28, constituyéndose

este, el de nivel principal de extracción, desde donde el convoy de carros mineros captarán de los ^{shots} shoots transportándolos a la planta concentradora.

TRANSPORTE EN EL NIVEL 28.- El equipo de transporte en el nivel 28 está formado por 5 locomotoras NYK de 36 TM y 48 carros mineros con descarga en el fondo de 10.3 M3 de capacidad y que se forman en dos convoyes de dos locomotoras con 20 carros cada convoy, aunque en la actualidad se está trabajando con 15 carros por convoy debido al mal estado de los carros mineros.

La locomotora de cada convoy va a la cabeza y la cola y se encuentran enlazadas por un cable eléctrico tandem de sincronía estando equipados con pantógrafos para la toma de la energía eléctrica, una línea de trolley se encuentra instalada entre la chancadora primaria de la planta concentradora y la mina con 5 sub-estaciones eléctricas de rectificación. Paralelamente se cuenta con un sistema de semáforos para regular el tránsito de los convoyes.

La distancia total de transporte en el nivel 2B es de 5.3 km. y la capacidad de la carga de un convoy es de 500 tm. el viaje cargado es contra la gradiente, la trocha es de 42 pulg. con rieles de 80 y 90 lb-yd., los desvíos usan sapas N°6.

3.3 CARGUIO Y TRANSPORTE DE MINERAL EN EL PLANEAMIENTO DE MINADO

Generalmente cuando se habla de planeamiento de la operaciones de minado, se relaciona siempre a determinadas cifras de producción que cumplir, con algunas condiciones como leyes de mineral esperado, avances en los desarrollos.

El planeamiento de minado es mucho más amplio que fijar objetivos de producción, involucra la investigación de los diferentes procesos de producción a fin de utilizar de la mejor forma los diferentes recursos disponibles.

El objetivo de la investigación de los procesos operacionales es contar con los medios suficientes para alcanzar una actividad fluida, se entiende que las deficiencias en los rendimientos de uno solo de los elementos altera el sistema de producción integral, es por ello que consideramos que el planeamiento es una

función de organización, basado en el análisis de los procesos y la determinación de las acciones dirigidas para corregir los defectos del sistema productivo.

El seguimiento continuo en la ejecución y desarrollo de nuestras operaciones mineras es con la finalidad de llegar a optimizar cada una de ellas, de modo que se alcance el cumplimiento de los objetivos de la empresa y confluya a un uso equitativo y racional de los recursos materiales y humanos trayendo consigo una mejora en los índices de producción y productividad.

Un aspecto fundamental del planeamiento de minado constituye la organización del laboreo minero, por lo que las diferentes etapas del ciclo de minado, las mismas que son: desatado perforación, voladura, limpieza, relleno confluyan sincronisadamente y de la mejor forma posible permitiendo un flujo continuo de producción y de una manera organizada que responda a criterios técnicos y científicos.

Cada fin de mes en Cobriza, las respectivas zonas presentan su planeamiento operacional de la zona para el próximo mes, el mismo que es analizado bajo la dirección del jefe general de minas aprobándose finalmente, luego en cada

semana subsiguiente se vuelve a presentar el resultado del cumplimiento y/o variaciones que ha podido experimentar el planeamiento operacional.

PLANEAMIENTO EN ZONA 1 Los estudios establecidos y teniendo en cuenta la realidad de la zona y las condiciones que ella presenta. Se establece como objetivo de producción para un determinado mes de 67,000 TM con una ley de cobre no menor de 1.28 % y de acuerdo al programa de reactivación de la mina, para el cuarto trimestre de ~~X~~ 1991 la producción de la zona ~~de~~ estar en 75,000 TM/mes con la misma ley.

Teniéndose estos criterios se establece para la zona de 2.5 tajeos en explotación continua (5 medios tajeos) teniéndose el sexto tajeo para ~~la~~ reserva .

El ciclo de explotación es de 62 días, y de acuerdo a la realidad el ciclo comprende dos cortes:

- 1.- Corte de Techo
- 2.- Corte lateral (desquiñche)

Este corte lateral (desquiñche) se realiza en la caja piso (C/P), esto para levantar la línea de contacto minerológico de modo que no dificulte

la perforación de los taladros en la dirección y orientación diseñada. La altura que debe existir entre el piso y la línea de contacto antes de rellenar es 2.5 metros.

CUADRO Nº 3.4

CUADRO COMPARATIVO DE LA VELOCIDAD DE EXPLOTACION ZONA 1

ACTIVIDADES EN EL CICLO DE MINADO	1984	1990
PRIMER CORTE.-		
desatado y perforación de techo	7.0	9.0
carguío y voladura	1.5	1.5
limpieza de mineral	15.0	21.0
SEGUNDO CORTE.-		
desatado y perforación	3.0	4.0
carguío y voladura	1.0	1.0
limpieza de mineral	8.0	10.0
relleno	9.0	15.0
CICLO DE MINADO /TAJEO (DIAS)	44.5	62.0
NUMERO DE CORTES/AÑO	6.0	5.0
CAPACIDAD PROMEDIO TAJEO (TM)	30,000	30,000
PRODUCCION MENSUAL (TM)	75,000	50,000

Del cuadro podemos deducir que zona 1 está retrasado en un corte por tajeo del diseño original, lo que es la razón de la baja producción, este mismo panorama es lo que se observa en las zonas II y III.

Se están ejecutando grandes esfuerzos por recuperar el rendimiento original de Cobriza de modo que se vuelva a producir los 273,000 TM/MES y zona 1 esté produciendo los 75,000 TM/mes sin contratiempos.

NECESIDAD DE EQUIPO DE CARGUO Y TRANSPORTE.-

Para evacuar el tonelaje disparado a los echaderos obviamente se requiere una cantidad determinada de horas- equipo (scooptrams) y esto se determina del siguiente modo.

$$TMEST = NHE * RHE * D.M. * U.M. \quad \dots \quad (3.1)$$

siendo:

TMEST = tonelaje estimado de producción en el período de tiempo determinado.

NHE = número de horas efectivas de equipo necesario

RHE = rendimiento efectivo por hora de equipo

D.M. = disponibilidad mecánica

U.M. = utilización mina

Así por ejemplo para el mes de junio de 1990 se estimó 67,000 TM. para la zona 1 y el número de horas necesarias de equipo para una D.M. de 0.62 y una U.M. de 0.85, es:

$$67,000 = \text{NHE} * 72.0 * 0.62 * 0.85$$

$$\text{NHE} = 1500 \text{ hrs.}$$

Es decir se requiere 1,500 hrs de scoop para evacuar el tonelaje estimado.

En zona 1 se tiene solamente 2 scooptrams S/T-13 para cumplir con este trabajo. los mas que se le puede programar es:

22 horas/día - equipo * 25 dias/mes = 550 hrs/mes-equipos para una disponibilidad de 0.62 y una utilización mina de 0.90, tendríamos las horas disponibles para operaciones para un solo equipo de 307 Hrs. en consecuencia para cumplir con nuestra producción estimada necesitaríamos nada menos que (1500/307) 5 scooptrams.

Pero si logramos aumentar el rendimiento del equipo y/o flota de carguío y transporte a 110.0 TM/Hr. Necesitaríamos tan solo de 983 hrs de equipo para cumplir con la producción estimada, con las mismas características, esto es lo que se a logrado con la sustitución de un punto de limpieza con la flota de camiones en lugar de scooptram s/t-13.

LABOR	METROS DISPONIBLES DE EQUIPO NECESARIO				PERFORAC.	DESARROLLO	RELLENO (m3)	PROMOCION	LEYES			
	ST-13	ST-8	S/C	J/H	TALADROS	METROS	CONVENCION	HIDRÁULICO	TMS	ZON		Ag g.
42-1760 BANPA		65		83	770	25						FRENTE (BANPA) DESMONTA
42-1760 S-4		25		30	275	18						FRENTE DESMONTA
60-7760 Z/2		25		22	200	10						FRENTE DESMONTA
60-2330 Z/2		25		30	275	10						FRENTE HYDRAUL.
60-2943 N/A S3		25		92	200	18						FRENTE DESMONTA
70-2633 S	148		70	46	430		4,200		10,000	1.25	12.47	TECHO: 2600-2720, 2560-2600
60-2660 S	239		56	31	290		7,900		18,000	1.35	13.46	TECHO: 2500-2676, DES: 2500-2650
60-2665 H	265		122	60	750		2,000		20,000	1.20	11.97	TECHO: 2500-2310, DES: 2500-2350
60-2943 S	141	112	61	61	570		3,200		9,600	1.35	13.46	TECHO: 3000-3100
60-2943 H	148	74	97	54	500		3,600		11,000	1.10	10.97	TECHO: 3000-2840
TOTAL I	953	349	406	459	4,260	65	20,300	0	68,000	1.25	12.47	

3.4 DISPONIBILIDAD DE LOS EQUIPOS DE CARGUIO Y TRANSPORTE.-

Como sabemos ha ✓ y una tendencia en la mecanización de minería subterránea, el uso del equipo pesado es cada vez más común en las minas del Perú. Dado que estos equipos. tiene un alto costo, en consecuencia es imperativo establecer mecanismos de control y medición de sus rendimientos de modo que se pueda ubicar en forma rápida y objetiva la producción del equipo y advertir a que causas obedecen los altos y/o bajos rendimientos. Uno de los factores que mide el rendimiento de un equipo es el índice de disponibilidad mecánica (D.M.).

DISPONIBILIDAD MECANICA (D.M.).-

Es el índice que evalúa la eficiencia de mantenimiento, muestra el porcentaje del tiempo programado que el equipo esta disponible mecánicamente para las operaciones de mina.

UTILIZACION MINA (U.M.).-

Es índice que muestra la eficiencia con que se está usando los equipos, es decir el % del tiempo disponible que el equipo ha sido aprovechado en las operaciones de mina.

HORAS PROGRAMADAS (H.P.).-

Es el tiempo total programado del equipo para las operaciones de minado, durante un período de tiempo determinado, esta programación está en función de los planes y objetivos de la producción.

MANTENIMIENTO PREVENTIVO (M.P.).-

Es el tiempo empleado en realizar mantenimiento programado de acuerdo a especificaciones de equipo y componentes.

REPARACIONES MECANICAS Y ELECTRICAS (R.M.E.).-

Es el tiempo empleado en realizar mantenimiento correctivo (no programado) debido a fallas y/o deficiencias que presenta el equipo en el proceso de las operaciones.

DEMORAS OPERATIVAS (D.O.).-

Es el total del tiempo perdido en el proceso de las operaciones por causas imputables directamente a las operaciones, podrían ser por ejemplo. por falta de operador, echadero trancado etc.

OTRAS DEMORAS (O.D.).-

Son las horas que se dejan de trabajar por problemas que no son atribuibles ni al equipo ni a las operaciones. podrían ser por ejemplo:

falta de energía eléctrica carencia de repuestos, personal destacado a otros trabajos, etc.

3.4.1 Mecanización de los Sistemas de Cálculo.-

El cálculo de disponibilidad y utilización mina de los equipos involucrados en el carguío y transporte de mineral es totalmente mecanizado. Su control y evaluación es a través de una computadora IBM-PC en modalidad iterativo, para hacer más accesible a los usuarios este sistema denominado SICOBRE (sistema de información cobriza) está conformado por lo siguiente:

Archivo de entrada.- alimenta al archivo maestro con los datos sobre las características y el estado de los equipos de carguío y transporte provenientes de la oficina de control y coordinación de las operaciones de minado (emergencia mina).

Archivo maestro.- El archivo maestro grava y almacena los datos y ejecuta las operaciones del cálculo de índices de disponibilidad y rendimiento para cada equipo.

Reportes de salida.- Lista todo los equipos incluidos en el sistema de operaciones de minado, los índices de disponibilidad, utilización mina, fecha de actualización etc.

Los modelos que se usan para el cálculo de la disponibilidad y utilización mina son los siguientes:

$$D.M. = (HP - (MP + RME) / HP * 100$$

$$U.M. = D.M. - (D.O.+O.D.) / HP * 100$$

SI D.O.= O.D. = 0.0 no hay demoras operativas ni otras demoras, por lo que D.M. = U.M. lo que quiere decir que el equipo es aprovechado por mina en 100% de sus horas disponibles mecánicamente.

En el cuadro siguiente ud. encontrará el estado actual de la flota de equipo pesado en Cobriza así como sus índices más importantes.

ESTADO ACTUAL DE LA FLOTA DE EQUIPOS PESADOS

EQUIPO	NUMERO DE EQUIPOS	UNIDADES PASADAS	UNIDADES EN USO	ANTI- GUEDAD AÑOS	DISPONIBLE MECANICA	UTILIZ. EFECT.	% UTILIZ. ANA	RENDIMIENTOS HORARIOS	
								EN 1983	ACTUAL
SCOOPTRAMS ST-13	7	0	7	10	62	53	92	102.0 TMS/HR	83.8 TMS/H
SCOOPTRAMS ST-B	4	0	4	13	45	33	94	52.0 TMS/HR	39.6 TMS/H
JUNBO HIDRAULICO	7	1	6	10	53	36	80	16.5 TAL/HR	10.7 TAL/H
SCLER	5	1	4	9	58	34	73	23.0 M2/HR	21.8 M2/H
OUTS	9	0	9	7	51	33	74	13.7 M3/HR	10.8 M3/H
TELETRUCKS	1	0	1	17	57	32	71	12.8 M3/HR	9.3 M3/H
PAYLOADERS	6	1	5	11	61	43	83		
TRACTOR DE ORUGA	6	1	5	10	49	34	65		
TRACTOR DE RUEDAS	3	0	3	11	48	40	72		
GRONIVELADORAS	4	1	3	13	31	25	59		
ANFOLOADERS	3	0	3	10	62	37	83		
LOCOMOTORA ELECTRIC	5	1	4	9	68	64	95		
LOCOMOTORA DIESEL	5	1	4	11	48	49	91		
BOMBE BANCO	2	0	2	9	63	35	79		
DEEPS SUPERVISION	10	3	7						
CAMIONES TRANSPORTE	11	1	10						
TRMCO TRANSP. SERV.	7	2	5						
TOTAL EQUIPOS	95	13	82	10					

3.5 BONDADDES Y DEFECTOS DEL SISTEMA ACTUAL.-

1. Uno de los defectos del sistema actual es que los s/t-13 están bastante desgastados , tienen alrededor de 8 años trabajando esa es una de las razones de su baja disponibilidad mecánica, a comparación de los camiones DUX que tienen 02 años de uso, lo que se puede aprovechar ventajosamente en mineral.
2. Otro de los defectos es el costo horario del equipo, pues es mucho mas que el camión DUX.
3. Con el sistema actual de transporte no se puede lograr los estimados de producción debido a los bajos rendimientos de los equipos de carguío y transporte, por el incremento de las distancias.
4. Una de las ventajas quizá sea el flujo continuo de trabajo es decir no existe interferencias por presencia de otros equipos, como sí ocurre con camiones.
5. No se genera problemas de ventilación
6. Se requiere un equipo adicional en 60-A3 para la transferencia del mineral proveniente de los tajeos superiores del nivel 60 y que usan este echadero.

7. La utilización mina alcanza los 92% puesto que existe 4 turnos rotativos por día de trabajo y los cambios de turno se hace en los mismos tajeos en plena operación.

4.0 SISTEMA DE CARGUIO Y TRANSPORTE PROPUESTO

4.1 ASPECTOS GENERALES

En el sistema de carguío y transporte propuesto solamente se circunscribe en ZONA 1 no tiene alcance en otras zonas. En ella básicamente se plantea la sustitución en un punto de limpieza con una flota conformada por camiones DUX usando como cargador el scooptram s/t-8 , el otro punto de limpieza se continua con el scooptram s/t-13.

Esta sustitución se hace debido a que las distancias de acarreo en zona 1 se ha incrementado a 304 mts. y la actual tendencia de la explotación es hacia el lado norte del ore shoot, principalmente por la disminución en la preparación al no efectuar en su oportunidad la construcción de los ore pass puesto que los ore pass del lado sur, operan al 50 % de su capacidad, por razones de estabilidad cuya interpretación es de competencia geológica, este fenómeno a alterado en el sistema de transporte de mineral hacia los echaderos A4, A5, con tendencia hacia el A6, cuyos accesos faltan prepararse.

4.2 CARACTERISTICAS OPERATIVAS DEL SISTEMA

Las características operativas del sistema, son las mismas que el actual, las principales variantes que se introducen son:

Construcción de las cámaras 60 y 70, que permitirá una atención cercana a los equipos por parte de mantenimiento, lo que tendría un efecto positivo en el incremento del tiempo productivo.

La variante principal que se produce está en el sistema de carguío y transporte lo que se muestra en el cuadro siguiente:

CUADRO 4.1

CUADRO COMPARATIVO
SISTEMA DE CARGUIO Y TRANSPORTE ZONA 1

	ACTUAL	PROPUESTO
PRIMER PUNTO	SCOOPTRAM S/T 13	
SEGUNDO PUNTO	SCOOPTRAM S/T 13	FLOTA DE CAMIONES
REND. PROMED. (TM./Hr.)	70.0	110.0

Con esta sustitución del s/t-13 con la flota de camiones DUX usando como cargador el scooptrams s/t 8, logramos alcanzar un

rendimiento promedio de 110 TM/Hr. Como veremos mas adelante este sistema de transporte es el mas conveniente entre otras ensayadas, y el scooptram liberado iría extender el relleno convencional en los tajeos, dinamizando de esta forma el sistema productivo.

En cuanto a la ventilación se considera suficiente en relación al personal y equipo involucrado, especialmente para las cámaras de equipo pesado que están en interior mina. Para ello se tiene instalado ventiladores de 300,000 cfm. en la bocamina de Huaribamba esto en el nivel 51 y 70 lo que permite un flujo continuo de aire fresco de sur a norte.

4.3 ALTERNATIVAS DE CARGUIO Y TRANSPORTE

Las alternativas posibles de ocurrencia desde el punto de vista operativo, así como de la disponibilidad de equipo en Cobriza se plantea a lo siguiente.

CUADRO COMPARATIVO DE LAS
ALTERNATIVAS DE CARGUIO Y TRANSP. ZONA 1

	PUNTOS DE LIMPIEZA	EQUIPO DE CARGUIO Y TRANSP.
ACTUAL	PUNTO 1	SCOOPTRAM S/T-13
	PUNTO 2	SCOOPTRAM S/T-13
ALT-1	PUNTO 1	SCOOPTRAM S/T-13
	PUNTO 2	FLOTA DE CAMIONES DUX + S/T-13
ALT-2	PUNTO 1	SCOOPTRAM S/T-13
	PUNTO 2	FLOTA DE CAMIONES DUX + S/T-8
ALT-3	PUNTO 1	SCOOPTRAM S/T-13
	PUNTO 2	FLOTA DE CAMIONES DUX + P/L-3.5

Los puntos P-1, P-2 son dos tajeos independientes que mantendrán un flujo continuo de limpieza de mineral. Como podemos apreciar en el cuadro de alternativas planteadas para la evaluación, el punto número 1 no cambia, debido a que para este punto es correcto la aplicación del scooptram para el carguío y transporte, como se verá posteriormente. En el segundo punto está el

cambio y existe 3 alternativas posibles de ocurrir este cambio, tal como se muestra en el cuadro.

4.4 BONDADES Y DEFECTOS DEL SISTEMA PROPUESTO

1. Una ventaja tangible es que nos reporta un incremento en el rendimiento global de la zona de 70.0 tm/hr a 110.0 tm/hr. lo que permite recuperar los niveles de producción a un costo igual y/o inferior que el sistema actual.
2. Requiere un replanteo de las otras actividades que involucra el ciclo de minado (perforación relleno etc.) debido a que se ha incrementado la velocidad de extracción lo que arrastra a las actividades adyacentes, para mantener el sistema productivo en equilibrio.
3. La introducción de camiones a los tajeos en cierta forma crea una congestión de tránsito, lo que se tiene que determinar cuidadosamente el número de camiones con que se debe operar para eliminar al mínimo las interferencias.
4. En cuanto a ventilación no se tiene problemas mayores, excepto en el tajeo 70-2680S, en cuyo caso se soluciona el problema con la comunicación de la chimenea de ventilación al nivel 80.

5. Se tiene mayor disponibilidad mecánica de camiones que los s/t 13, puesto que estos son relativamente mas nuevos que los scooptrams, lo que se tiene que aprovechar al máximo.

6. No se requiere equipo adicional en 60-A3 para la transferencia de mineral en el echadero A3, y tendría un s/t-13 exclusivamente para el transporte de relleno en los tajeos.

5.0 EVALUACION TECNICA-ECONOMICA DEL CARGUIO Y TRANSPORTE

5.1 DESCRIPCION GENERAL

Como indicamos anteriormente, la zona en estudio está experimentando algunas variaciones en algunos de sus tajeos debido al comportamiento estructural variante de la zona cuya interpretación es de competencia geológica y la no oportuna preparación de los desarrollos al ore shoot tendientes al lado norte (42-1760N), ha generado como consecuencia una considerable baja en los niveles de rendimiento de equipo de carguío y transporte, planteándose la necesidad de buscar la mejora de estos rendimientos, desde el punto de vista costo efectividad.

Se ha ensayado las 3 alternativas posibles de operación y haciendo luego un análisis desde el punto de vista costo efectividad de las alternativas, se recomienda la alternativa que permita alcanzar un alto grado de eficiencia con un incremento aceptable de costo.

5.2 DEFINICION Y FORMULACION DEL PROBLEMA

El diseño original para la explotación del depósito minero de Cobriza, se planeó explotarlo a una velocidad de 273,000TM/mes, hecho que se cumplió los primeros años de explotación (1983, 1984) pero a medida que fueron pasando los años el ritmo de la explotación fueron decayendo hasta

llegar para 1990 a 180,000 tm/mes con una ley promedio de 1.30% de cobre.

Indudablemente existen varios factores, muchos de ellos escapan al control de la operaciones han permitido este decaimiento en el ritmo de la producción, Pero es también cierto que existen variables susceptibles de control y manipuleo de quienes toman decisiones y crean políticas para el desarrollo de la productividad , a esta parte apunta el presente trabajo, el de mejorar el nivel de producción y productividad que hablamos en el capítulo dos.

En suma el estudio se circunscribe al replanteo del sistema de carguío y transporte de mineral en los tajeos de la zona 1.

5.3 RECOLECCION Y PROCESAMIENTO DE DATOS REALES

La recolección y su procesamiento de los datos reales se a clasificado en dos modalidades, para fines de su estudio y/o evaluación, los mismos que son:

1. Carguío y transporte de mineral con scooptram S/T-13.
2. Carguío y transporte de mineral con camiones DUX, variando cargador (s/t-13, s/t-8, p/l-3.5)

5.3.1 Carguío y Transporte de Mineral con Scooptram S/T-13.— Se ha mostrado 5 tajeos con este sistemas de transporte, las mismas que son: 70-2680S, 60-2680S, 60-2680N, 60-2943N y 42-1760S cuyos datos a continuación se indican:

CUADRO Nº 5.1

TIEMPO DE CARGUIO

EQUIPO S/T-13

N	FECHA	HRS OBS.	TAJEO	TIEMPOS REGISTRADOS EN SEG.
1	05/05/90	1.5	42-1760S	90 72 67 76 87 73 77 79 71 80
2	13/07/90	2.0	70-2680S	73 68 71 57 75 69 80 75 88 88
3	17/07/90	1.5	42-1760s	69 79 70 77 70 80 72 69 60 75
4	10/09/90	1.0	60-2680N	71 75 79 80 74 58 77 64 79 51
5	11/09/90	1.5	60-2680N	66 67 91 57 79 72 68 74 58 73
6	15/09/90	1.5	60-2680N	73 78 65 71 89 62 80 53 80 71
7	27/10/90	1.5	60-2943N	84 66 72 61 79 86 73 61 71 58
8	03/11/90	1.5	60-2680S	77 90 63 74 70 75 55 87 59 77
9	10/11 90	2.0	60-2680S	65 74 79 61 78 65 70 78 71 61
10	12/11/90	2.0	70-2680S	63 86 59 75 58 76 75 77 73 63
11	15/11/90	2.0	60-2943N	78 75 80 63 87 71 79 76 87 74

18.0

110 obs.

CALCULO DEL TIEMPO DE CARGUIO

EQUIPO SCOOP S/T-13

<a,b>	Xi	Fi	Fr	Fra	FiXi	FiXi ²
36-40	37.5	0.00	0.0000	0.0000	0.00	0.00
41-45	42.5	0.00	0.0000	0.0000	0.00	0.00
46-50	47.5	0.00	0.0000	0.0000	0.00	0.00
51-55	52.5	2.00	0.0180	0.0180	105.0	5512.5
56-60	57.5	4.00	0.0364	0.0544	230.0	13225.5
61-65	62.5	10.00	0.0909	0.1453	625.0	39062.5
66-70	67.5	13.00	0.1182	0.2635	877.5	159237.25
71-75	72.5	30.00	0.2727	0.5362	2175.0	157687.5
76-80	77.5	25.00	0.2270	0.7632	1937.5	150456.25
81-85	82.5	15.00	0.1364	0.8996	1237.5	102093.75
86-90	87.5	10.00	0.9000	0.9896	875.0	76562.5
91-95	92.5	1.00	0.0090	0.9986	92.5	8556.25
96-100	97.5	0.00	0.0000	1.0000	0.00	0.00
01-106	102.5	0.00	0.0000	1.0000	0.00	0.00
TOTALES		110.00		8155.0		

$$\text{MED}(X) = 1/N * \sum X_i F_i = 74.13 \text{ SEG.}$$

$$\text{VAR}(x) = 1/N * \sum X_i^2 F_i - X^2 = 69.18 \text{ SEG.}$$

$$\sigma_x = 8.3 \text{ ''}$$

MUESTREO DE TRANSPORTE DE MINERAL

TAJEO : 70-2680S

EQUIPO : SCOOP S/T-13

Xo : 290 mts.

N	FECHA	HRS	TIEMPO	NRO	DIST.	CICLO	VELOC.
	MUEST.	MUEST.	OBSER.	VIAJ	RECOR	TRAB.	MEDIA
			(seg)		(mts)	(seg)	(m/s)
1	13/03/90	14-15	7332	13	1	564	1.3483
2	15/03/90	09-10	5940	10	30	594	1.3500
3	17/03/90	10-12	7512	12	50	626	1.3400
4	21/03/90	21-23	7200	10	100	720	1.3000
5	22/03/90	01-04	8736	12	120	728	1.3464
6	05/05/90	13-14	3306	6	130	551	1.3425
7	08/05/90	08-10	6930	11	60	630	1.3698
8	10/05/90	16-17	4704	7	80	672	1.3381
9	12/05/90	21-23	7200	10	110	720	1.3311
10	13/05/90	02-03	3650	5	135	730	1.3912
TOTALES:			17.36Hr.96				1.3500

TAJEO : 60-2943N

EQUIPO: SCOOP S/T-13

Xo : 50 mts.

N	FECHA	HRS	TIEMPO	NRO	DIST.	CICLO	VELOC.
	MUEST.	MUEST.	OBSER.	VIAJ	RECOR	TRAB.	MEDIA
			(seg)		(mts)	(seg)	(m/s)
1	10/02/90	10-10.5	2050	10	2	205	1.2090
2	17/02/90	14-14.5	1015	5	10	203	1.4280
3	19/03/90	14-15.0	4320	18	30	240	1.3220
4	23/03/90	10-11.0	3996	12	80	333	1.2150
5	27/03/90	14-14.1	463	1	150	463	1.1620
6	30/03/90	01-01.5	2124	10	15	212	1.3980
7	08/05/90	09-10.0	3472	14	40	248	1.3950
8	25/05/90	03-03.5	1939	7	50	277	1.2600
9	28/05/90	11-12.5	3928	12	90	327	1.3461
10	13/05/90	16-16.5	1500	45	120	375	1.3280
TOTALES :			24807	83			1.2000

TAJEO : 60-2680S

EQUIPO : SCOOP S/T-13

Xo : 37 mts.

N	FECHA	HRS	TIEMPO	NRO	DIST.	CICLO	VELOC.
	MUEST.	MUEST.	OBSER.	VIAJ	RECOR	TRAB.	MEDIA
			(seg)		(mts)	(seg)	(m/s)
1	13/03/90	14-15	2520	12	10	210	1.033
2			3450	15	20	230	0.937
3			3600	10	80	360	0.970
4			4300	10	120	330	1.000
5			6000	12	200	500	1.244
6			2522	8	50	315	0.887
7			2249	5	150	450	1.129
8			4800	10	180	480	1.202
9			2253	5	200	510	1.212
10			1798	7	30	257	0.971
TOTALES :			9.5Hrs	95			1.027

CUADRO Nº 5.6

TAJEO : 60-2680N

EQUIPO : SCOOP S/T-13

Xo : 35 mts.

N	FECHA	HRS	TIEMPO	NRO	DIST.	CICLO	VELOC.
	MUEST.	MUEST.	OBSER.	VIAJ	RECOR	TRAB.	MEDIA
			(seg)		(mts)	(seg)	(m/s)
1			1750	10	3	175	0.999
2	15/03/90	09-10	5940	10	30	594	1.3500
3	17/03/90	10-12	7512	12	50	626	1.3400
4	21/03/90	21-23	7200	10	100	720	1.3000
5	22/03/90	01-04	8736	12	120	728	1.3464
6	05/05/90	13-14	3306	6	130	551	1.3425
7	08/05/90	08-10	6930	11	60	630	1.3698
8	10/05/90	16-17	4704	7	80	672	1.3381
9	12/05/90	21-23	7200	10	110	720	1.3311
10	13/05/90	02-03	3650	5	135	730	1.3912
TOTALES :				92			0.905

CUADRO Nº 5.7

TAJEO : 42-1760S

EQUIPO : SCOOP S/T-13

Xo : 140 mts.

N	FECHA	HRS	TIEMPO	NRO	DIST.	CICLO	VELOC.
	MUEST.	MUEST.	OBSER.	VIAJ	RECOR	TRAB.	MEDIA
			(seg)		(mts)	(seg)	(m/s)
1			3850	10	5	385	1.1013
2			4824	12	15	402	1.0954
3			1365	03	45	455	1.1011
4			7140	15	50	476	1.0640
5			4288	08	80	536	1.0554
6			7436	11	150	676	1.0412
7			4360	10	30	436	1.0725
8			2375	57	50	475	1.0674
9			6912	12	100	576	1.0503
10			4109	07	120	587	1.1111
TOTALES :			45360				1.0750

RESUMEN VELOCIDAD MEDIA (Vm)

EQUIPO : SCOOPTRAM S/T-13

ZONA : 1

TAJEO	Tc+Tf (seg)	Xo (m.)	Vm (m/s.)	OBSERV.
70-2680S	119	290.0	1.350	horas totales de observación 56.28 hrs. 509 viajes observados
60-2943N	119	50.0	1.200	
60-2680S	119	37.0	1.030	
60-2680N	119	35.0	0.905	
42-1760S	119	140.0	1.075	
60-A3	90	50.0		

VELC. PROM (Vm) : 1.100

Para determinar el ciclo de trabajo del scooptram s/t-13, usamos el modelo (2.4) el mismo que es:

$$Ct = Tf + Tc + 2 * (Xo + Xj) / Vm$$

De acuerdo al muestreo y la tabla N^o 2.4 de tiempos fijos asumidos tenemos:

tiempo de carguío (Tc) = 74 seg.

tiempo fijo (Tf) = 45 seg.

velocidad media (Vm) = 1.1 m/s.

Luego la expresión se reduce a :

$$Ct = 119 + 2 * (Xo + Xj) / 1.1 \dots\dots(5.3)$$

siendo:

Ct: ciclo de trabajo del scooptram expresado en seg.

Xo: distancia fija expresado en metros

Xj: distancia variable

Vm: velocidad media del equipo (m/s).

Ejemplo de aplicación.

tajeo : 60-2680N

equipo : scoop s/t-13

X0 : 35 mts.

Xj = Xc : 100 mts. (distancia al punto central de tajeo)

$$Ct = 119 + 2 * (35 + 110) / 1.1$$

Ct 365 seg.

Las características particulares de cada tajeo están dadas en el Cuadro Nº 2.5

5.3.2 Carguío y Transporte de Mineral con Camiones DUX variando Equipo de Carguío.-
Para el análisis del estudio se plantea 3 alternativas posibles de carguío y transporte de mineral con los camiones DUX, en los tajeos de la zona 1.

ALTERNATIVA 1 (ALT-1): transporte con camiones DUX usando como cargador el scooptram S/T-13.

ALTERNATIVA 2 (ALT-2): transporte de mineral con camiones DUX, usando como cargador el scooptram S/T-8.

ALTERNATIVA 3 (ALT-3): transporte de mineral con camiones DUX, usando como cargador payloader CAT-966C P/L-3.5.

Los resultados de los muestreos se muestran a continuación, los tiempos en el ciclo de carguío fueron mostrados independientemente, tomándose muestras de carguío para cada equipo de carguío usado, posteriormente se mostraron los ciclos de trabajo de los camiones, variando el número de camiones desde 1 hasta 3 unidades la flota.

Se considera condiciones ideales de transporte con camiones DUX, cuando la flota constituye un camión DUX y un~~a~~ cargador frontal, en cuyo caso el tiempo perdido por interferencias es 0.00

CUADRO Nº 5.9

TIEMPO DE CARGUIO MUESTREADOS

EQUIPO DE CARGUIO : SCOOPTRAM S/T-13

EQUIPO DE TRANSP. : CAMIONES DUX DT-30

N FECHA	HRS	TAJEO	TIEMPOS OBSERVADOS (SEG.)
1 13/09/90	1.5	70-2680S	137 142 117 139 143 112 137 128 141 139
2 14 "	1.5	70-2680S	138 119 145 126 150 129 140 148 122 136
3 02 "	1.5	60-2680S	143 140 125 124 137 139 149 141 140 110
4 02 "	1.5	60-2680S	149 127 137 143 116 130 136 126 139 121
5 13 "	1.5	60-2680N	136 124 144 114 140 154 139 143 115 139
6 17/07/90	1.5	60-2680N	122 138 121 141 130 137 120 142 126 137
7 08/10/90	1.5	60-2943N	143 123 147 142 139 129 145 138 126 146
8 13/12/90	1.5	60-2943S	138 141 125 137 125 143 136 116 141 137
9 19 "	1.5	60-2943S	126 140 123 147 140 130 137 140 121 144
10 04 "	1.5	42-1760S	136 125 139 124 141 144 140 125 142 136

15.0

100 muestras

CUADRO 5.10

EQUIPO DE CARGUIO : SCOOPTRAM S/T-08

EQUIPO DE TRANSP. : CAMIONES DUX DT-30

N Obs	FECHA	HRS	TAJEO	TIEMPOS OBSERVADOS (SEG.)
1	13/05/90	1.5	70-2689S	174 168 179 195 173 184 180 178 172 166
2	14	1.5	70-2680S	177 182 188 172 180 183 177 173 186 181
3	17	1.5	60-2680S	175 166 155 178 161 173 167 179 181 172
4	18	1.5	60-2680S	179 172 169 181 194 171 164 177 173 166
5	51	1.5	60-2680S	180 162 172 157 174 180 171 168 187 173
6	27/08/90	1.5	60-2943S	177 183 175 186 166 194 181 171 180 178
7	29/08/90	1.5	60-2943S	174 189 167 175 172 183 162 179 171 171
8	07/07/90	1.5	60-2680N	175 181 163 171 178 184 187 179 172 165
9	04/10/90	1.5	42-1760S	175 174 167 171 192 180 175 167 182 179
10	07/10/90	1.5	42-1760S	173 161 184 188 174 166 177 182 180 179

15.0

100 muestras

CUADRO 5.11

EQUIPO DE CARGUIO : PAYLOADER CAT 966C

EQUIPO DE TRANSP. : CAMIONES DUX DT-30

N	FECHA	HRS	TAJEO	TIEMPOS OBSERVADOS (SEG.)
1	08/09/90	2.5	70-2660S	419 406 414 435 421 402 412 405 417 408
2	10/09/90	2.5	70-2680S	448 416 421 410 414 396 423 409 411 403
3	14/12/90	2.5	60-2680S	404 416 397 417 400 429 394 420 410 425
4	17/12/90	2.5	60-2680S	429 391 411 410 434 412 410 413 401 427
5	19/12/90	2.5	60-2680S	409 411 408 421 405 413 409 417 407 419
6	27/12/90	2.5	60-2680N	415 403 416 399 415 408 422 419 414 410
7	20/09/90	2.5	60-2943N	425 410 411 407 416 408 412 410 137 421
8	30/09/89	1.5	60-2943S	411 399 410 414 397 418 404 412 406 419
9	02/10/89	1.5	60-2943S	398 413 428 401 420 414 407 430 413 429
10	13/12/89	1.5	42-1760S	425 407 413 424 411 421 420 415 417 411

22.0

100 muestras

DISTRIBUCION DE TIEMPO DE CARGUIO

EQUIPO : SCOOPTRAM S/T-13

N	<a,b>	(Xi)	(F i)	(Fr)	(Fra)	FiXi	FiXi ²
1	101-105	102.5	0	0.00	0.00	0.00	0.00
2	106-110	107.5	0	0.00	0.00	0.00	0.00
3	111-115	112.5	3	0.03	0.03	337.50	37968.75
4	116-120	117.5	5	0.05	0.08	587.50	69031.25
5	121-125	122.5	10	0.10	0.18	1225.00	150062.50
6	126-130	127.5	18	0.18	1.36	2295.00	292612.50
7	131-135	132.5	35	0.35	0.71	4637.50	614468.75
8	136-140	137.5	21	0.21	0.92	2887.50	397031.25
9	141-145	142.5	5	0.05	0.97	712.50	101531.25
10	146-150	147.5	2	0.02	0.99	295.00	43512.50
11	151-155	152.5	1	0.01	1.00	152.50	23256.25
12	156-160	157.5	0	0.00	1.00	000.00	0.00
13	161-165	162.5	0	0.00	1.00	0.00	0.00
14	166-170	167.5	0	0.00	1.00	0.00	0.00
15	171-175	172.5	0	0.00	1.00	0.00	0.00
TOTALES			100		1.00	13130.000	172947.50

TIEMPO PROM. CARGUIO (Tc) = 131.295 seg.
 VARIANZA (σx) = 55.06 "

Siendo

<a,b>	Intervalo de Clase
Xi	Marca de Clase
Fi	Frecuencia
Fr	Frecuencia Relativa
Fra	Frecuencia Absoluta

DISTRIBUCION DEL TIEMPO DE CARGUIO

EQUIPO DE CARGUIO: SCOOPTRAM S/T-8

N	< A,B >	X_i	F_i	Fr	Fra	FiX_i	FiX_i^2
1	141-145	142.5	0	0.00	0.00	0.00	0.00
2	146-150	147.5	0	0.00	0.00	0.00	0.00
3	151-155	152.7	1	0.01	0.01	152.50	23256.25
4	156-160	157.5	2	0.02	0.03	314.40	49612.50
5	161-165	162.5	5	0.05	0.08	812.50	132031.25
6	166-170	167.5	15	0.15	0.23	2512.50	120843.75
7	171-175	172.5	24	0.24	0.47	4140.00	714150.00
8	176-180	177.5	26	0.26	0.73	4615.00	819162.50
9	181-185	182.5	14	0.14	0.88	2737.50	499593.75
10	186-190	187.5	9	0.09	0.97	1687.50	316406.25
11	191-195	192.5	3	0.03	1.00	577.50	111168.75
12	196-200	197.5	0	0.00	1.00	0.00	0.00
13	201-105	202.5	0	0.00	1.00	0.00	0.00
TOTALES			100	1.00	1.00	17550.00	3087225.01

TIEMPO PROM. DE CARGUIO (T_c) = 175.50 seg.
 VARIANZA (σ_x) = 72.00 "

Siendo

<a,b> Intervalo de Clase
 X_i Marca de Clase
 I_i Frecuencia
 Fr Frecuencia Relativa
 Fra Frecuencia Absoluta

DISTRIBUCION DEL TIEMPO DE CARGUIO
EQUIPO DE CARGUIO : PAYLOADER CAT 966C

N	< A,B >	(Xi)	Fi	Fr	Fra	FiXi	FiXi ²
1	370-375	372.5	0	0.00	0.00	0.00	0.00
2	376-380	377.5	0	0.00	0.00	0.00	0.00
3	380-385	382.5	0	0.00	0.00	0.00	0.00
4	386-390	387.5	1	0.01	0.01	387.50	150156.25
5	391-395	392.5	2	0.02	0.03	785.00	308112.50
6	396-400	397.5	7	0.07	0.10	747.50	106043.75
7	401-405	402.5	11	0.11	0.21	4427.50	1782068.75
8	406-410	407.5	19	0.19	0.40	7742.50	3155068.75
9	411-415	412.5	25	0.25	0.65	10312.50	4253906.25
10	416-420	417.5	15	0.15	0.80	6262.50	2614593.75
11	421-425	422.5	10	0.10	0.90	4225.00	1785062.50
12	426-430	427.5	7	0.07	0.97	2992.50	1279293.75
13	431-435	432.5	2	0.02	0.99	865.00	374112.50
11	436-440	437.5	1	0.01	1.00	437.50	191406.25
12	441-445	442.5	0	0.00	1.00	0.00	0.00
13	446-450	447.5	0	0.00	1.00	0.00	0.00
14	451-455	452.5	0	0.00	1.00	0.00	0.00
15	456-460	457.5	0	0.00	1.00	0.00	0.00
TOTALES			100		1.00	412.20	16999825.00

TIEMPO PROM. DE CARGUIO (T_c) = 412.20 seg.
 VARIANZA ($VAR(c)$) = 89.41 "

Siendo

<a,b>	Intervalo de Clase
Xi	Marca de Clase
Ii	Frecuencia
Fr	Frecuencia Relativa
Fra	Frecuencia Absoluta

TIEMPO DE CARGUIO Y TIEMPOS FIJOS EXPRESADOS EN SEG.

EQUIPO CARGUIO	NUMERO DE PASES	TIEMPO CARGUIO	TIEMPO FIJO
SCOOPTRAM S/T-13	2	131	75
SCOOPTRAM S/T-8	2	175	75
PAYLOADER P/L 3.5	5	412	75

MUESTREO TRANSPORTE DE MINERAL CON CAMIONES DUX DT-30

TAJEO: 70-2680S

N	FECHA MUEST.	HORA MUEST.	EQUIPO DE CARGUIO	N DUX	TIEMPO OBSERV (seg)	NUMERO VIAJES	X _o +X _j (mts)	CICLO TRAB. (seg)
1	13/06/90	3.00	P/L 3.5	2	3455	7	290+0	987
2	15/06/90	21.00	S/T-08	2	4120	10	290+15	824
3	16/06/90	24.00	S/T-08	1	9336	12	290+35	778
4	18/06/90	01.00	S/T-13	1	5728	8	290+50	716
5	20/06/90	09.00	P/L-3.5	2	6920	10	290+100	1384
6	23/06/90	11.00	P/L-3.5	1	8880	8	290+135	1110
7	08/08/90	21.00	S/T-08	1	4416	6	290+10	736
8	10/08/90	23.00	S/T-13	1	4200	6	290+40	700
9	13/08/90	03.00	S/T-13	2	5999	7	290+75	857
10	17/08/90	01.00	S/T-08	2	5070	10	290+125	1014

CUADRO N° 5.17

MUESTREO TRANSPORTE DE MINERAL CON CAMIONES DUX DT-30
TAJEO: 60-2680N

N	FECHA MUEST.	HORA MUEST.	EQUIPO DE CARGUIO	N DUX	TIEMPO OBSERV (seg)	NUMERO VIAJES	Xo+Xj (mts)	CICLO TRAB. (seg)
1	13/05/90	9.00	S/T -13	2	9168	16	35+180	1146
2	07/07/90	10.00	S/T-13	1	7304	8	35+025	913
3	14/07/90	9.00	P/L-3.5	2	3609	6	35+100	1203
4	17/07/90	13.00	S/T-13	3		25	35+150	1343
5	20/07/90	01.00	S/T-08	2	6876	12	35+180	1146
6	02/09/90	09.00	S/T-13	1	4715	5	35+045	943
7	07/09/90	23.00	S/T-13	2	8964	18	35+080	996
8	12/09/90	21.00	S/T-08	1	6780	6	35+120	1130
9	13/10/90	10.00	S/T-08	2	6642	12	35+050	1107
10	15/10/90	09.00	S/T-13	2	7583	15	35+090	1011
11	18/10/90	22.00	P/L-3.5	1	4316	135	35+135	1449
12	20/10/90	23.00	P/L-08	3	4473	9	35+180	1491

MUESTREO TRANSPORTE DE MINERAL CON CAMIONES DUX DT-30
 TAJEO: 60-2943S

N	FECHA MUEST.	HORA MUEST.	EQUIPO DE CARGUIO	N DUX	TIEMPO OBSERV (seg)	NUMERO VIAJES	Xo+Xj (mts)	CICLO TRAB (seg)
1	02/02/90	21.00	S/T-13	2	5970	10	730+000	1194
2	04/02/90	23.00	S/T-13	3	6700	15	730+000	1340
3	07/02/90	21.00	S/T-08	2	2944	4	730+130	1472
4	14/03/90	3.00	S/T-13	1	5670	5	730+000	1134
5	19/03/90	9.00	S/T-08	2	9120	12	730+150	1520
6	22/03/90	11.00	P/L-3.5	2	3642	4	730+180	1821
7	25/03/90	14.00	P/L-3.5	3	8684	12	730+210	2171
8	28/05/90	13.00	S/T-13	1	7044	6	730+150	1174
9	04/06/90	24.00	P/L-3.5	2	4227	5	730+145	1695
10	07/06/90	01.00	S/T-08	1	5836	4	730+120	1460
11	14/06/90	21.00	S/T-08	3	7728	12	730+250	1932

DETERMINACION DEL CICLO DE TRABAJO DEL CAMION DUX.- Al igual que el scooptram, el ciclo de trabajo de un camión esta dado por la siguiente expresion:

$$Ct = Tf + Tcar + 2 * (Xo + Xj) / Vm$$

siendo :

Ct = ciclo de trabajo del camión DUX medido en seg.

Tf = tiempo fijo del camión expresado en seg.

Tc = tiempo de carguío medido en seg.

Xo = distancia fija medido en metros

Xj = distancia variable

Vm = velocidad media (m/s)

Los tiempos de carguío y la velocidad media se obtiene directamente del muestreo. y los tiempos fijos para el camión dux se asume a 75 seg.

CALCULO DE LA VELOCIDAD MEDIA DEL CAMION DUX A PARTIR DE LOS CICLOS MUESTREADOS.

VELOCIDAD PROMEDIO DEL DUX

CUADRO Nº 5.19

TAJEO: 70-2680S

CICLO DE TRABAJO	NUMERO DE DUX	CARGADOR USADO	Tc (seg)	Tf (seg)	Xo+Xj (m.)	Vm (m/s.)
716	1	S/T-13	131	75	290+50	1.33
700	1	S/T-13	131	75	290+40	1.33
778	1	S/T-08	175	75	290+35	1.23
736	1	S/T-08	175	75	290+10	1.23
1110	1	P/L-3.5	412	75	290+135	1.36
994	1	P/L-3.5	412	75	290+45	1.32
VELOCIDAD PROMEDIO TAJEO (Vm) EN M/S.						1.30

CUADRO N^o 5.20

TAJEO: 60-2943S

CICLO DE TRABAJO	NUMERO DE DUX	CARGADOR USADO	Tc (seg)	Tf (seg)	Xo+Xj (m.)	Vm (m/s.)
1114	1	S/T-13	131	75	730+00	1.45
1174	1	S/T-13	131	75	730+00	1.39
1460	1	S/T-08	175	75	730+80	1.40
1498	1	S/T-08	175	75	730+150	1.41
1768	1	P/L-3.5	412	75	730+180	1.42
1702	1	P/L-3.5	412	75	730+145	1.44
VELOCIDAD PROMEDIO TAJEO (m/s) :						1.40

TAJEO: 60-2680S

CICLO DE TRABAJO	NUMERO DE DUX	CARGADOR USADO	Tc	Tf	Xo+Xj	Vm
913	1	S/T-13	131	75	450+25	1.34
943	1	S/T-13	131	75	450+45	1.34
1097	1	S/T-08	175	75	450+120	1.34
--	1	S/T-08	175	75	SIN INFO	
1355	1	P/L-3.5	412	75	450+135	1.37
1289	1	P/L-3.5	412	75	450+120	1.39
VELOCIDAD PROMEDIO TAJEO (Vm)						1.35

VELOCIDAD PROMEDIO ZONA 1 (m/s):

1.35

LUEGO EL MODELO QUE NORMALIZA EL MOVIMIENTO DEL CAMION DUX ES:

$$Ct = 75 + Tc + 2 * (Xo + Xj) / 1.35 \dots (5.5)$$

siendo:

Tc tiempo de carguío depende del equipo de carguío que se está usando.

Xo, Xj son propios de cada tajeo, dadas en el Cuadro N° 2.4

Ejemplo 1:

tajeo: 60-2680S

equipo de carguío : scoop s/t-8

equipo de transporte: camiones DUX DT-30

Xo : 450 metros.

Xj : 95 metros (centro del tajeo)

$$Ct = 75 + 175 + 2 * (450 + 95) / 1.35$$

$$Ct = 1057 \text{ seg.}$$

Ejemplo 2:

TAJEO : 42-1760S

EQUIPO DE CARGUIO : PAYLOADER P/L 3.5

EQUIPO DE TRANSPORTE: CAMIONES DUX DT-30

FACTOR DE INTERFER. : 1.0

Xo : 140 mts.

Xj : 95 mts. (centro de tajeo)

$$Ct = 75 + 412 + 2 * (140 + 95) / 1.35$$

$$Ct = 835 \text{ seg.}$$

5.4 DETERMINACION ESTANDAR DE LOS RENDIMIENTOS DE LOS EQUIPOS DE CARGUIO Y TRANSPORTE.

5.4.1 Consideraciones Generales.- Al hacer la estimación de los rendimientos se toma en cuenta las siguientes consideraciones, las mismas que son informaciones conocidas y estudiadas con anterioridad al presente trabajo por los departamentos de ingeniería y planeamiento de minado.

Peso del mineral de cobre	:	3.62 TM/M3
grado de esponjamiento	:	35%
nivel de fragmentación	:	regular
porcentaje de agua en mineral	:	10%
gradiente de las vías	:	15% máximo

5.4.2 Rendimiento del Scooptram S/T-13.- Al rendimiento de un scooptram se le define con la capacidad de cargarse y transportar mineral disparado una determinada distancia en una unidad de tiempo. Para propósitos del presente estudio se establece la unidad de medida del rendimiento en toneladas métricas del mineral suelto por hora (TM/Hr.). este rendimiento se refiere al trabajo efectivo en tajeo. Este mismo criterio se aplica para los camiones DUX.

El modelo matemático que lo define es:

$$\text{REND.} = \text{CAPT} * \text{FCAR} * \text{FREC} * \text{EFF} \dots (5.6)$$

SIENDO:

REND : rendimiento del equipo en una unidad del tiempo

CAPT : capacidad teórica de la cuchara y/o tolva dada por el fabricante

FREC : frecuencia de trabajo en una unidad de tiempo

EFF : eficiencia de operación

FCAR : factor de carguío.

A la capacidad teórica de la cuchara se le aplica un factor de ajuste el cual se le llama factor de carguío (FCAR) que resulta ser el porcentaje del mineral llenado en la cuchara con respecto a la capacidad teórica y mayormente depende de la granulometría del material a ser cargado, destreza de operación entre otros factores.

Algunas características de los equipos de carguío y transporte.

SCOOPTRAM S/T-13

marca	: Wagner
capacidad de cuchara	: 13 yardas cúbicas
potencia del motor	: 385 H.P.
tracción	: 4 ruedas
velocidad prom. teórica	: 2.24 m/s.
velocidad real	: 1.10 m/s.
estado del equipo	: 8 años operando

OTROS FACTORES DETERMINADOS.-

factor de carguío	: 0.65
eficiencia de operación	: 0.62
disponibilidad mecánica	: 0.65
factor de esponjamiento	: 35 %
contenido del agua (%)	: 10.00

Luego tenemos:

$$\begin{aligned} \text{CREAL} &= \text{CAPT} * \text{FCAR} * \text{P.e.} * \text{L.F.} \\ &= 13.0 * 0.65 * 3.62 * 0.74 \\ &= 17.2 \text{ TMH/VIAJE.} \end{aligned}$$

FRECUENCIA DE VIAJE.— Es el número de viajes que el s/t-13 puede desarrollar en una hora de trabajo efectivo y está en relación directa con la velocidad y la distancia de recorrido.

Conjugando las expresiones (5.2), (5.6) se tiene:

$$\text{REND} = (17.2 * 3600 * \text{EFF.}) / (119 + 2 * (X_0 + X_J) / V_m) \dots (5.7)$$

EJEMPLO 1.-

TAJEO : 70-2680S
 EQUIPO DE CAR.TRANS. : scooptram s/t 13
 $X_J = X_0$: 68 mts. (centro del tajeo)

$$\begin{aligned} \text{REND} &= (17.2 * 3600 * 0.62) / (119 + 2 * (290 + 68) / 1.10) \\ &= 69.8 \text{ TM/HR.} \end{aligned}$$

EJEMPLO 2.-

TAJEO : 60-2680S
 EQUIPO DE CAR Y TRANS. : S/T-13
 X_0 : 35 MTS.
 X_J : 100mts. (centro del tajeo)

$$\begin{aligned} \text{REND.}(X_J=100) &= 17.2 * 3600 * 0.62 / (3119 + 2 * (35 + 100) / 1.1 \\ &= 92.06 \text{ MT/HR.} \end{aligned}$$

En los tajeos 60-2680S y 60-2943N el carguio y transporte se hace en dos tiempos, esto es así debido a que el echadero A3 tiene una discontinuidad en el nivel 60, es decir el mineral que es ochado de los tajeos mencionados se acumula en el nivel 60, para luego ser transferidos con el mismo equipo al mismo A3 pero en otro lugar.

TRABAJO DE LA TRANSFERENCIA 60-A3.-

Por muestreo se determinó que el ciclo de trabajo (Ct) es de 210 seg. para scoop s/t-13 o que el scoop, también se determina que el scoop hace 20 viajes en el tajeo y baja para transferirlo en el nivel 60. esto debido a que la capacidad del stop pile es para 20 viajes una carga superior provocará el llenado de la chimenea por consiguiente el atoro, que es lo que se quiere evitar.

Capacidad de la cámara de acumulación
 $(20 \times 17.2) = 344 \text{ TM.}$

Rendimiento del scoop 60-A3:

$$\begin{aligned} \text{REND} &= 17.2 * 3600 * 0.77 / 210 \\ &= 229 \text{ TM/Hr.} \end{aligned}$$

Es decir se requiere de 1.5 horas para la transferencia total de la carga acumulada 344/229 el ciclo se repite lo mismo en toda la guardia.

Luego el rendimiento conjunto es:

$$\begin{aligned} \text{REND. TOTAL} &= \text{REND}(\text{tajeo}) + \text{REND}(\text{trans.}). \\ \text{REND}(\text{tajeo}) &= 108 \text{ TM/Hr.} \\ \text{REND}(\text{trans.}) &= 229 \text{ "} \end{aligned}$$

Luego:

El tiempo usado al acumular y transferir los 344 TM. E en la cámara es:

$$\begin{aligned} \text{ACUMULADO} &: 344/102 = 3.37 \text{ HRS.} \\ \text{TRANSFERIDO} &: 344/229 = 1.50 \text{ "} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{TOTALES} &: 344 \text{ TM.} && 4.87 \text{ Hrs.} \\ \text{REND. CONJUNTO} &: && 71.0 \text{ TM/Hr.} \end{aligned}$$

Bajo el mismo criterio se calcula el rendimiento promedio para el tajeo 60-2943N.

REND.: 73.0 TM/Hr.

Estos rendimientos obtenidos en base a los datos muestreados y procesados bajo criterios técnicos nos dan una representatividad del comportamiento y sus características del equipo en cada tajeo, lo que se puede tomar como valores estándar, puesto que son evaluados a una distancia de recorrido igual al punto central del tajeo.

El cuadro (5.1) muestra la variación del rendimiento del s/t-13 a medida que varía la distancia de recorrido.

CUADRO N^o 5.22

RENDIMIENTOS DEL S/T (13 POR TAJEOS)
 VARIANDO DISTANCIAS. ZONA 1.

TAJEO	70-2680S	60-2680N	60-2680S	60-2680N	42-1760N	
X_j ↓	X_{\bullet}	290	50	37	35	140
10	68.09	97.078	103.24	187.76	91.62	
20	66.35	92.80	98.43	156.72	87.45	
50	61.61	81.99	86.43	140.34	76.93	
60	60.19	78.93	82.96	131.59	78.94	
68	56.00	76.77	80.41	125.34	77.22	
80	57.52	73.43	76.91	119.42	73.96	
95	55.67	69.79	71.00	108.03	70.27	
100	55.07	68.66	70.01	91.02	69.12	
150	49.79	59.06	61.28	71.37	59.40	
200	45.43	51.81	53.52	59.72	46.36	
RENDIMIENTO PROMEDIO ZONA 1			:	70.00	TMS/Hr.	

5.4.3 Rendimiento Estándar de la Flota de Camiones DUX.— El modelo que gobierna el rendimiento de los camiones DUX esta dado por la siguiente expresión.

$$\text{REND.} = N * \text{CAPT} * \text{FCAR} * \text{FREC} * \text{EFF} \dots (5.8)$$

siendo:

REND : rendimiento de la flota de camiones (TM/Hr.)

CAPT : capacidad teórica de la tolva del DUX

FCAR : factor de carguío, se refiere al factor de llenado

frec : número de viajes por una unidad de tiempo (N de viajes/Hr.)

EFF. : eficiencia de operación

N : número de camiones DUX

Parámetros establecidos:

$$\text{CREAL} = \text{CAPT} * \text{FCAR}.$$

$$\text{FREC.} = 3600/\text{Ct}$$

$$\text{Ct} = 75 + \text{TCAR} + 2 * (X_o + X_j) / 1.35$$

Reemplazando y simplificando las expresiones anteriores se tiene el modelo que gobierna el rendimiento de la flota de camiones.

$$\text{REND}/\text{FLOTA} = \frac{N * \text{CAPT} * \text{FCAR} * 3600 * \text{EFF}}{(75 + \text{TCAR} + 2 * (X_o + X_j) / V_m)} \dots (5.9)$$

El modelo expresa el rendimiento de la flota (TM/Hr.) en función del ciclo de trabajo. Hay que hacer una corrección cuando se trabaja con mas de dos camiones.

El factor de ajuste está dado en el anexo A1.

EJEMPLO DE APLICACION.-

PARA COBRIZA SE TIENE:

CAPT	:	30 TM.
FCAR	:	.80
EFF.	:	.62
Vm DUX	:	1.35 m/s.
tajeo	:	60-2680S
Equipo de carguio	:	S/T-08
equipo de transp.	:	02 camiones DUX
Xo	:	450 mts.
Xj	:	95 mts.
EFF.	:	.62

$$\begin{aligned}
 \text{REND/FLOTA} &= N * 25 * 3600 * \\
 &\quad \text{EFF.}/(75+\text{TCAR}+2*(Xo+Xj))/1.35 \\
 &= 2*25*3600*0.62/(75+175+2*(450+95))/1.35 \\
 &= 110.3 \text{ TM/HR.}
 \end{aligned}$$

El cuadro número 4 muestra los rendimientos obtenidos por cada posibilidad de transporte con camiones DUX en Zona 1.

CUADRO Nº 5.23

RENDIMIENTOS OBTENIDOS FLOTA DUX.

LABOR	EQUIPO DE CARGUIO	Nº DE DUX	REND. OBTENIDO	OBSERV.
TAJEO: 70-2680S Xo : 290 Xj : 68 Vm : 1.35 EFF.: 0.62	S/T-13	1	75.80	1.0
		2	128.80	0.9
		3	131.40	0.7
	S/T-8	1	71.50	1.0
		2	118.60	0.8
		3	110.00	0.6
	P/L 3.5	1	54.80	1.0
		2	93.20	0.8
		3	98.60	0.6
TAJEO : 60-2680S Xo : 450 Xj : 95 Vm : 11.35	S/T-13	1	55.10	1.0
		2	110.10	0.9
		3	115.70	0.7
	S/T-08	1	52.70	1.0
		2	105.50	0.8
		3	110.70	0.6
	P/L 3.5	1	43.10	1.0
		2	86.20	1.0
		3	90.50	0.7
TAJEO: 60-2943S Xo : 730 Xj : 00	S/T-13	1	43.40	1.0
		2	86.70	1.0
		3	104.20	0.8
	S/T-8	1	41.09	1.0
		2	83.80	1.0
		3	100.60	0.8
	P/L 3.5	1	35.60	1.0
		2	71.20	1.0
		3	0.80	

TAJEO 42-1760S Xo : 140 Xj : 95	S/T-13	1	100.70	1.0
		2	140.90	0.7
		3	93.30	0.5
	S/T-08	1	93.30	1.0
		2	130.50	0.7
		3	00.00	0.3
	P/L 3.5	1	66.80	1.0
		2	93.50	0.7

/

5.5 ANALISIS DE COSTOS DE CARGUIO Y TRANSPORTE

5.5.1 Aspectos Generales.- El negocio minero es pues como todos sabemos los que estamos inmersos en esta actividad buscar el mineral, extraerlo y procesarlo y al terminar de procesar uno puede ver el valor de lo que acaba de procesar. Todo nuestro esfuerzo y en forma particular, el costo que hemos incurrido en obtener el producto sea económico, vale decir si logramos que el valor del producto que acabamos de obtener sea mayor que el costo, para llegar a este estado de producto, entonces podremos decir no con menos satisfacción hemos ganado tenemos utilidad y si no ocurre esto simplemente estamos en quiebra y a nosotros nos compete la parte de la extracción del mineral, en ello va encaminado todo nuestro esfuerzo, en que se arranque el mineral de la madre naturaleza y se ponga a disposición de la planta concentradora.

Conocer y evaluar los costos de cada actividad del proceso de extracción es tarea de todo profesional que labora inmerso en estas áreas. Circunscrito a esas áreas de trabajo el presente título dedica sus páginas al análisis de los costos de

carguio y transporte actual versus el propuesto.

El análisis se hace para dos tipos de transporte.

- 1.- carguío y transporte con s/t-13
- 2.- carguío y transporte con camiones DUX.

Recomendándose finalmente el que mejor rendimiento nos proporciona satisfaciendo los objetivos de producción con una reducción de costos.

5.5.2 Costos de Carguío y Transporte con S/T-13.-

Para el análisis de este sistema de transporte tenemos que partir del rendimiento normalizado para este tipo de equipo dada ciertas características de trabajo en un tajeo inicialmente definimos como costo unitario como la relación que existe entre el valor del equipo medida en \$/Hr. y el rendimiento que nos proporciona, dada ciertas condiciones de trabajo.

$$\text{COST. UNIT.} = \text{\$/Hr.} / \text{TM/Hr.} = \dots \text{\$/TM.}$$

Obteniéndose finalmente COST. UNIT. (\$/TM) que será la medida de nuestros costos operativos.

DETERMINACION DEL COSTO HORARIO DEL S/T13.-

1.- COSTO DE POSICION.-

PRECIO DE COMPRA	\$.U.S.	350,000
flete+ seguros+ carga		175,000
		<hr/>
precio de entrega		525,000
neumáticos (sin depreciar)		(8,000)
VALOR A DEPRECIARSE		517,000
años que falta completar la deprec.		2
horas de operación por año (300*20-1000) =		5,000 hrs.
horas totales por depreciarse		10,000 Hrs.
monto que falta depreciarse		\$.103,400

DEPRECIACION HORARIA

103,400/10,000	\$.	10.34 Hr.
----------------	------	-----------

intereses, impuestos y

seguros 14% de la inversión

anual para $n=8$ inv.med.= $n+1/2n = 9/16 = 56\%$

.14 * .56 * 525,000/5000	\$.	8.23 Hr.
--------------------------	------	----------

COSTO DE POSICION :	\$	<u>18.57 Hr.</u>
---------------------	----	------------------

2.- COSTO DE OPERACION.-

Costo de reposición de neumáticos incluye impuestos.

Valor original de los neumáticos \$ 8,000

Vida estimada de la llantas
2,000 hrs. \$/hr 4.0

Reparaciones neumáticos.- Máximo 15% del valor del costo de reparación \$/hr 0.6

Reparaciones generales.- Incluye repuestos y mano de obra, instrucción y capacitación)=0.50 cost.deprec.*
vida util/Hrs. deprec. \$/hr 17.5

costo de combustible.- Consumo estimado \$ 4.5 Gal/Hr.
costo por Galón 1.5 \$ 6.7

lubricantes aprox. .35 cost.
combust. \$ 2.3 Hr

operador.- incluye beneficios

sociales costo estimado 1.95

\$/Hr. dic 90. \$ 1.95 Hr

\$ 33.11Hr.

COSTO TOTAL DEL EQUIPO: \$. 51.68 Hr.

El mismo criterio se sigue para obtener los costos de los otros equipos que a continuación se muestra.

CUADRO Nº 5.24

COSTO DE POSICION Y OPERACION DE LOS EQUIPOS

EQUIPO	COSTO \$/Hr.
SCOOPTRAM S/T-13	51.68
SCOOPTRAM S/T-08	28.87
CAMION DUX DT-30	23.44
JUMBO HIDRAULICO HH-125	48.44
SCAELER	27.88
PAYLOADER CAT 966C	22.94
TRACTOR DE LLANTA	17.78

Luego los cálculos de costo unitario de carguío y transporte se calcula de la siguiente forma.

TAJEO : 60-2680S

DISTANCIA : ($X_o + X_j$) = (37 + 95) = 132 mts.

Ct : $45+75+2*132/1.1$ = 359 seg.

REND. = $17.2 * \text{FREC} * 0.62$
= $17.2 * 3600/359 * 0.62$
= 106.9 TM/Hr.

COSTO UNITARIO= $51.68/106.9$
= 0.483 \$/TM.

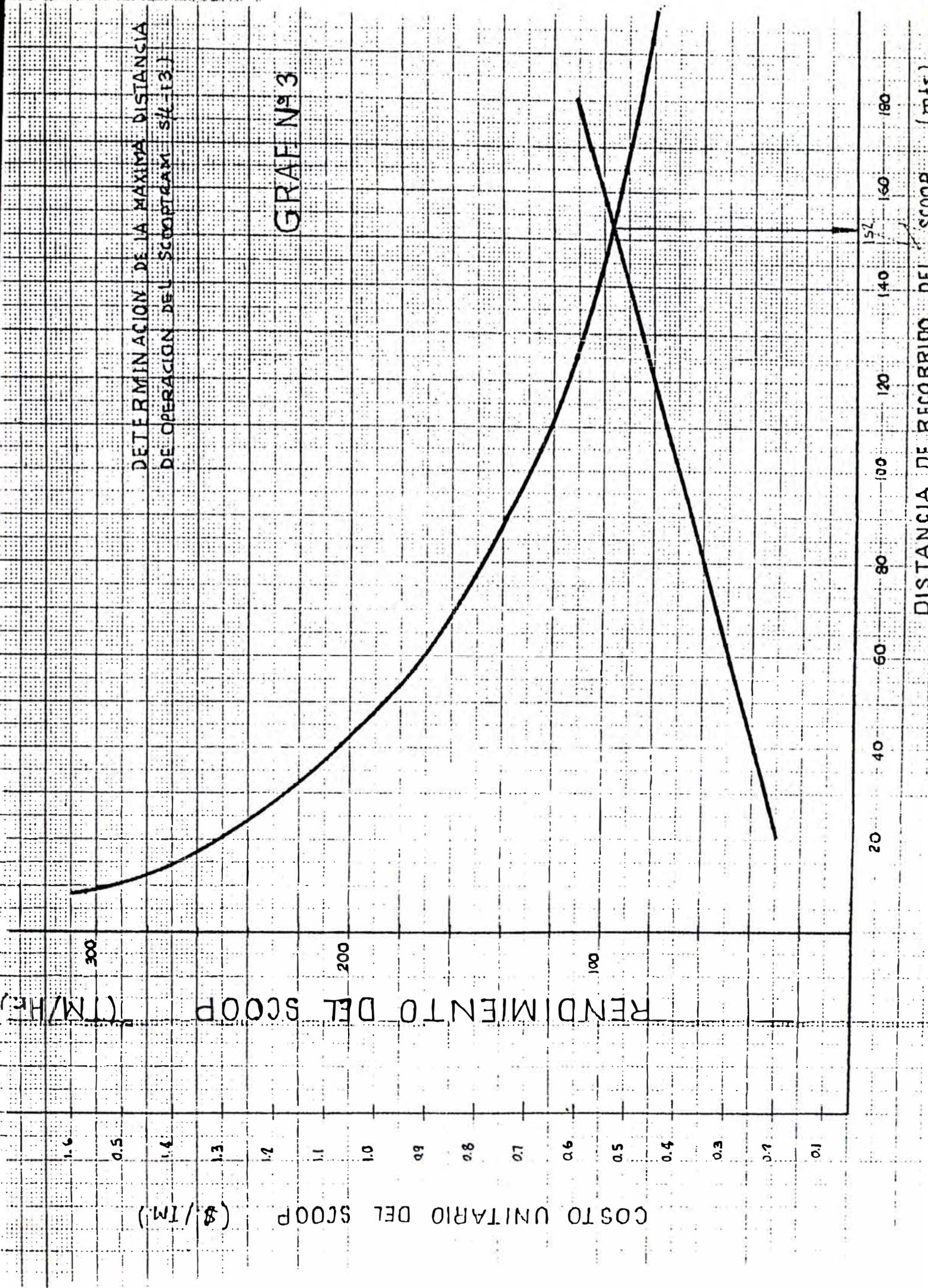
El cuadro N° 5.25 muestra la variación de los costos en función de la distancia de recorrido del equipo y el gráfico N°3 muestra la distancia máxima económica de acarreo con scooptram.

VARIACION DE COSTOS VS. DISTANCIAS DE TRANSPORTE.
CUADRO Nº 5.25

DISTANCIA DE OPERAC. (mts.)	CICLO TRAB. (seg.)	REND. OBTEN. (tm/hr)	COSTO EQUIPO \$/hr.	COSTO UNITARIO \$/TM.	OBS.
10	137	279.85	51.68	0.1846	
20	155	247.10	51.68	0.209	
30	173	221.21	51.68	0.234	
50	210	182.89	51.68	0.283	
80	264	145.16	51.68	0.356	
100	300	127.62	51.68	0.405	
130	355	108.03	51.68	0.478	
150	392	98.00	51.68	0.527	
200	482	79.54	51.68	0.649	
300	664	57.77	51.68	0.895	
400	846	45.3	51.68	1.139	

DETERMINACION DE LA MAXIMA DISTANCIA
DE OPERACION DEL SCOOP TAM. S(4-13)

GRAFENº3



RENDIMIENTO DEL SCOOP (TM/Hr.)

DISTANCIA DE RECORRIDO DEL SCOOP (mts.)

COSTO UNITARIO DEL SCOOP (\$/TM.)

5.5.3 Costos de Carguío y Transporte con Flota de Camiones.- Se plantea este sistema de transporte con camiones DUX dada las inmensas distancias de recorrido con s/t-13, lo cual eleva nuestros costos, como hemos apreciado en el gráfico de costos del s/t 13, la máxima distancia que puede operar en las condiciones actuales es de 142.0 mts.

A continuación analizamos las distintas alternativas de carguío y transporte planteadas en la zona 1 desde el punto de vista económico.

Para la obtención de los costos unitarios se sigue los mismos criterios que del scooptram s/t-13.

A continuación se muestra un ejemplo del cálculo del costo unitario de transporte con camiones.

FLOTA:

tajeo	:	60-2680S
equipo de carguío	:	scoop s/t-13
transporte	:	camiones Dux
distancia de trans.	:	(450 + 95)=545mts.
numero de camiones	:	2

$$\text{REND/FLOTA} = 2 * 25 * 3600/\text{Ct} * 0.62$$

$$\begin{aligned} \text{Ct} &= 75 + 131 + 2*(450+95)/1.35 \\ &= 1014 \text{ seg.} \end{aligned}$$

$$\text{REND/FLOT} = 113.6 \text{ TM/Hr.}$$

Los cuadros 5.26, 5.27, 5.26 muestran los costos unitarios de las tres alternativas de carguío y transporte que se han planteado en capítulo 4.

TABLA COMPARATIVA
 RENDIMIENTOS VS. COSTOS

ALT-1 CUADRO Nº 5.26

DIST. OPER. (mts)	Ct (seg)	Nº DUX	FACT. AJUST	REND. FLOTA TM/Hr	COSTO EQUIPO (\$/hr)	COSTO UNIT. (\$/TM)
50	280	1	1.0	199.00	75.21	0.3775
100	354	2	1.0	315.12	98.56	0.3127
150	428	2	1.0	260.61	98.56	0.3782
200	502	2	1.0	222.17	98.56	0.4436
250	576	2	1.0	193.63	98.56	0.5090
300	650	2	1.0	171.57	98.56	0.5744
350	724	2	1.0	154.03	98.56	0.6398
400	798	3	0.7	146.7	122.00	0.8316
500	947	3	0.7	123.77	122.00	0.9857
700	1243	3	0.7	94.27	122.00	1.2942

ALT-2

CUADRO N^o 5.27

DIST. OPER. (mts)	Ct (seg)	N- DUX	FACT. AJUST	REND. FLOTA TM/Hr	COSTO EQUIPO (\$/hr)	COSTO UNIT (\$/TM)
100	398	2	1.0	280.29	75.75	0.2702
150	472	2	1.0	236.33	75.75	0.3205
200	546	2	1.0	204.28	75.75	0.3708
250	620	2	1.0	179.89	75.75	0.4211
300	694	2	1.0	160.70	75.75	0.4713
350	769	2	1.0	145.21	99.19	0.5216
400	843	3	0.7	139.07	99.19	0.7132
500	990	3	0.7	118.27	99.19	0.8386
700	1287	3	0.7	91.04	99.19	1.0894

ALT-3

CUADRO 5.28

DIST. OPER. (mts)	Ct (seg)	N- DUX	FACT. AJUST	REND. FLOTA TM/Hr	COSTO EQUIPO (\$/hr)	COSTO UNIT. (\$/TM)
100	635	1	1.0	87.85	46.38	0.5279
150	709	1	1.0	78.68	46.38	0.5895
200	783	1	1.0	71.24	46.38	0.6510
250	857	2	1.0	130.16	69.82	0.5364
300	931	2	1.0	119.81	69.82	0.5827
350	1005	2	1.0	110.98	69.82	0.6291
400	1079	2	1.0	103.37	69.82	0.6754
500	1228	2	1.0	90.89	69.82	0.7687
700	1524	2	1.0	73.23	69.82	0.9534

5.6 RESULTADOS DE LA EVALUACION TECNICO ECONOMICA

Conocidos los rendimientos y costos de los diferentes equipos y/o flotas de carguío y transportes posibles de ocurrir y que son planteadas en el capítulo 4 evaluamos desde el punto de vista económico estas alternativas.

ALT-0 : continuar con el sistema actual, es decir en los dos puntos de limpieza, continuar usando los scooptrams s/t-13 para el carguío y transporte de mineral en los tajeos.

ALT-1 : cambiar el segundo punto de la limpieza de mineral con una flota de camiones dux, usando como cargador el S/T-13

ALT-2 : cambiar el segundo punto de limpieza con una flota de camiones dux, usando como cargador frontal el S/T-08.

ALT-3 : cambiar el segundo punto de limpieza con una flota de camiones dux , y usando como cargador el payloader cat-966c P/L-3.5.

CUADRO N^o 5.29

TABLA COMPARATIVA

RESUMEN DE LAS ALTERNATIVAS

ALTERNATIVAS DE CARGUIO Y TRANSPORTE	PUNTO DE LIMPIEZA	EQUIPO DE CARG. Y TRANSPORTE	RENDIMIENTO OBTENIDO (TM/Hr)	COSTO UNIT. (\$/TM)
ACTUAL	PUNTO 1	SCOOPTRAM S/T-13	83.40	0.619
	PUNTO 2	SCOOPTRAM S/T-13	57.30	0.902
PROMEDIO	ZONA 1		70.35	0.760
ALT-1	PUNTO 1	SCOOPTRAM S/T-13	83.40	0.619
	PUNTO 2	FLOTA 1	171.57	0.574
PROMEDIO	ZONA 1		127.50	0.589
ALT-2	PUNTO 1	SCOOPTRAM S/T-13	83.40	0.619
	PUNTO 2	FLOTA 2	136.70	0.471
PROMEDIO	ZONA 1		110.35	0.524
ALT-3	PUNTO 1	SCOOPTRAM S/T-13	83.40	0.699
	PUNTO 2	FLOTA 3	119.80	0.583
PROMEDIO	ZONA 1		101.60	0.601

CUADRO Nº 5.30

CUADRO COMPARATIVO DEL RESULTADO DEL ESTUDIO

	SISTEMA ACTUAL	ALT-1	ALT-2	ALT-3
RENDIMIENTO PROM. (TM/Hr.)	70.35	127.50	110.35	101.60
PRODUCCION MENSUAL (TMS)	49500.00	86955.00	75020.00	68882.00
COSTO DE CARGUIO Y TRASP.	0.76	0.59	0.52	0.60
AHORRO UNIT. (\$/Tm)	0.00	0.17	1.24	0.16
AHORRO ANUAL \$ U.S.	0.00	178432.00	212457.00	131427.00
RESERVAS MINABLES AL 1990	\$503900.00	\$ 503900.00	\$503900.00	\$503900.00
VIDA DE LA MINA (años)	5.80	3.30	3.80	4.24
COSTO DE DINERO (%)	12.00	12.00	12.00	12.00
FACTOR DE ACTUALIZACION	4.01	2.63	2.97	3.18
VALOR PRESENTE DE AHORRO (Vp) U.S. \$.	0.00	469811.45	631209.75	417924.70

Como podemos apreciar en el cuadro anterior (resultado económico) el mejor valor presente (Vp) en los ahorros generados por las alternativas propuestas, es la alternativa de carguío y transporte (alt-2) mixto, es decir:

Manteniendo el criterio de tener 2 tajeos en limpieza) 2 puntos de limpieza DUX (p-1 y p-2), uno de ellos lo hará con la flota de camiones, teniendo como cargador al scooptram s/t-08, y esta flota deberá trabajar en tajeos cuyas distancias de recorrido sean mayores a los 200.0 mts.. y el otro punto de limpieza se continua con el scooptram s/t-13.

Para cumplir este planteamiento se tiene que reestructurar el ciclo de minado de modo que los dos puntos siempre estén en actividad permanente. la mejor forma de estructurar el ciclado de los tajeos sería lo siguiente:

CUADRO Nº 5.30

TAJEO	EQUIPO DE CARGUIO Y TRANSPORTE
60-2680S 60-2943N 60-2680N	SCOOPTRAM S/T-13
70-2680S 60-2943S 42-1760S	FLOTA DE CAMIONES DUX USANDO COMO CARGADOR S/T-08

Un tajeo de los puntos p-1 y p-2 estarán en la etapa de carguío y transporte de mineral contínuo con los equipos asignados.

6.0 CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

El decaimiento en los niveles de producción en Cobriza, particularmente en zona 1 entre otros factores se debe al incremento de las distancias de acarreo de mineral en los tajeos, trayendo como consecuencia los bajos rendimientos de los equipos de carguío y transporte.

De acuerdo al estudio técnico económico practicado en las alternativas planteadas de carguío y transporte en zona 1 se concluye y recomienda.

1. En los tajeos cuyas distancias de acarreo sea en promedio 130 metros, continuar en la limpieza del mineral con scooptram s/t-13, siendo que se encuentra dentro del rango económico de operación.
2. En los tajeos cuyas distancias de recorrido del equipo supere los 200 metros, se debe sustituir el actual sistema de carguío y transporte (s/t-13) por una flota conformada por camiones dux que se tienen a disponibilidad, usando como cargador el scooptram s/t-8.
3. Este replanteo en el sistema de carguío y transporte genera un incremento en el rendimiento promedio para la zona de 70.3 TMS/Hr. a 110.0 TMS/Hr. reportando una reducción de costos por este concepto del orden de 0.236 \$/TMS. Esta baja

en los costos representa un ahorro anual de \$ 212,457.00 comparado con el sistema actual, que proyectados a las reservas minables nos generan un ahorro total cuyo valor reciente (Vp) es \$ 631,209.00

4. El nuevo rendimiento promedio alcanzado de 110 tms/hr. para la zona permite cubrir los niveles de producción estimada (75,000 tms/mes) para una disponibilidad mecánica de 0.62 y una utilización mina de 0.85 que son posibles de lograr.
5. El scooptram sustituido debe ser asignado y en forma permanente al movimiento del relleno convencional en los tajeos, pues en ellos se requiere mover un volumen mínimo de 830 metros cúbicos por día para equiparar el sistema productivo.
6. De igual modo se tiene que asignar a la zona los dos jumbos hidráulicos en forma permanente y en exclusiva para la perforación de los tajeos. pues en ellos se requiere producir no menos de 3,000 taladros/mes, una producción menor generaría un desequilibrio en el ciclo de minado.
7. Los índices de disponibilidad y utilización mina de los equipos deben ser mejorados algunos puntos, esto se puede lograr con la construcción y

adecuación de los nuevos vestuarios y cámaras en el nivel 60 y 70, en lugar del 51. La cámara 51 ya resulta demasiado lejos para el traslado del personal así como de equipos perdiéndose una buena parte del tiempo productivo en movimiento.

7.0 BIBLIOGRAFIA/ TABLAS / ANEXOS/ PLANOS.

1. Gestión de la Producción y dirección de las operaciones Tomos I y II.
R. B. Chase y N. J. Aquilano
Ed. Hispano Europea
2. Técnicas de Simulación en Computadoras.
Thomas H. Naylor.
Ed. Limusa
3. Manual de Ingeniería de la Producción Industrial
~~de la Producción Industrial.~~
H.B. Maynard.
Ed. Reurté S.A.
4. Administración y Dirección de la Producción.
E.S. BUFFA.
Ed. Limusa Wiley.
5. Estudio de los movimientos .
Ralp M. Barnes.
Ed. Aguilar
6. Técnicas de Muestreo.
Ralp. M. Barnes.
Ed. Aguilar.

7. Elementos de Probabilidad y Estadística.
E. MODE.
Ed. Reverte Mexicana S.A.
8. Estudio Analítico de Transporte de mineral.
Reporte Interno - Cobriza.
9. Estudio de tiempo productivo del Equipo pesado.
Reporte Interno Cobriza.
10. Resumen 18va Convención de Minería 1986
11. Estudio de Eficiencia y Rendimientos.
Cobriza. Reporte Interno.
12. World mining equipment.
13. Realidad y perspectivas en la operación CENTROMIN
PERU S.A. Mahr Tunnel 1991.
14. Manual de Scooptram S/T-13 - Wagner Equipments
15. Truck Fleet Selection for Underground Mining
M.S. Thesis the New Mexico Institute Technological
Mining Metalurge
16. Simulación de un Sistema de Extracción de Alto
Tonelaje.
Villegas - Instituto de Minas - Santiago.

ANEXOS

A1

	EQUIPO DE CARGUIO	Nro DUX	FACTOR DE INTERFER/
TAJEO: 70-2680S Xo : 290 Xj : 68 Vm : 1.35 EFF.: 0.62	S/T-13	1	1.0
		2	0.9
		3	0.7
	S/T-8	1	1.0
		2	0.8
		3	0.6
	P/L 3.5	1	1.0
		2	0.8
		3	0.6
TAJEO : 60-2680S Xo : 450 Xj : 95 Vm : 11.35	S/T-13	1	1.0
		2	0.9
		3	0.7
	S/T-08	1	1.0
		2	0.8
		3	0.6
	P/L 3.5	1	1.0
		2	1.0
		3	0.7
TAJEO: 60-2943S Xo : 730 Xj : 00	S/T-13	1	1.0
		2	1.0
		3	0.8
	S/T-8	1	1.0
		2	1.0
		3	0.8
	P/L 3.5	1	1.0
		2	1.0
		3	1.0

RESERVAS DE MINERAL. MINA COBRIZA 1991

AREA	T.M.S.	A.M.	% Cu.	Gr.Ag.	Valor \$/ TMS	Cut-off \$/ TMS
Coris	22,808,620	15.60	1.32	13.90	15.48	
Pumagayoc	6,683,460	14.00	1.37	30.23	16.91	
Total General	29,492,080		1.33	17.60	15.72	9.87

SUMARIO DE RESERVAS MINABLES. MINA COBRIZA 1,991

AREA	ZONA	T.M.S.	A.M.	% Cu	Gr.Ag.	Valor \$/ TMS	Cut-off \$/ TMS
Coris	I	3,503,990	16.0	1.39	13.83	16.27	
	II	2,761,020	14.0	1.20	12.40	13.82	
	III	3,345,020	17.0	1.30	14.16	15.16	
	Subtotal	9,610,030	15.0	1.30	13.56	15.13	
Pumagayoc	IV	490,960	7.3	1.20	31.10	15.64	
TOTAL GENERAL		10,100,990	15.5	1.30	14.41	15.17	9.87

MINERAL POTENCIAL. MINA COBRIZA 1,991

AREA	ZONA	NIVEL	LABOR	TOTAL (T.M.S.)	DESARROLLOS (METROS)	PERF. DIAM. (METROS)	
CORIS	II	37	1350 N		200	1,060	
		26	1345 N		790	1,990	
	III	19	1760 N	500,000	200	1,470	
		19	3159 S	500,000	200	1,900	
		10	3300 N	1,200,000	1,250	1,500	
		0	2300 S-N	700,000	500	1,250	
		0	2943 S	1,000,000		3,000	
			3159				
	Subtotal --->				3,900,000	3,140	12,970
	PUMAGAYOC	IV	70	5000 S	2,000,000	100	2,140
50			4700 N	1,520,000	200		
50			4900 S	460,000	300	3,250	
40			4900 N	500,000	400	1,000	
26			4900 Z/Z	200,000	960		
19			4000 S	970,000		2,620	
10			4500 S	1,030,000		2,620	
Subtotal --->				6,700,000	1,960	11,630	
TOTAL --->				10,600,000	5,100	24,600	

INDICES Y EFICIENCIAS DE MINA - COBRIZA

	PROM. 1985	PROM. 1986	PROM. 1987	PROM. 1988	PROM. 1989	PROM. 1990	PROM. 1991
MINERAL TRATADO(TMS)	265668	243510	235441	119580	202413	197131	209172
MINERAL ROTO (TMS)	264476	239592	234801	134349	198542	200205	198394
DESMONTE ROTO (TMS)	7915	4340	5654	5645	9452	9452	10030
TM ROTO	272391	243932	240455	139994	207994	209657	208424
TOTAL PERFORAC. (M)		59895	56578	29930	42965	42530	41585
CONSUMOS							
Dinamita (KG)	6880	4749	3634	2295	4619	3419	3335
Anfo (KG)	89228	80234	78562	53904	72841	67426	66696
Gula (M)						15155	23531
Fanel (EA)						8273	9214
Barrenos (EA)			29	23	28	27	24
Brocas (EA)			96	68	74	52	47
Tareas (hhrs/guard.)			3929	2574	3281	3407	3335
INDICES							
DINAMITA (kg/TM ROTO)	.025	.019	.015	.016	.022	.016	.016
ANFO (KG/TM ROTO)	.33	.33	.33	.39	.35	.32	.32
BARRENOS (M.perf./EA)			1951	1301	1534	1595	1907
BROCAS (M.perf./EA)			589.35	440.15	580.61	818	963.88
PERFORACION (M.perf/TM ROTO)			.24	.21	.21	.20	.20
EFIC. (TAREAS/TM ROTO)			.016	.018	.016	.016	.016
DISTANCIA ACARREO MINERAL	133						214

VARIACION PERSONAL Y EFICIENCIA 81 - 90

ANO	TMS. TRAT.	P A S	MENSUAL	DIARIA	EVENT. Y CONTRAT.	TOTAL PERSONAL	TMS/HG MINA
1981	808.355			456		456	16.7
1982	1,224.281		65	457		522	17.1
1983	2,299,876	48	85	663		796	27.9
1984	3,169,627	50	80	668		798	32.5
1985	3,188,819	51	157	665	135	1,803	33.8
1986	2,922,125	46	154	663	95	958	29.9
1987	2,825,291	47	149	775	17	988	22.8
1988	1,434,957	43	148	889	63	1,863	15.7
1989	2,428,958	42	157	814	185	1,118	19.9
1990	2,365,558	43	157	815	75	1,898	19.7
1991	1,242,438	44	163	826	1	1,834	19.8

ESTADO ACTUAL DE LA FLOTA DE EQUIPOS PESADOS

EQUIPO	NUMERO DE EQUIPO	UNIDADES PARADAS	UNIDADES EN USO	ANTI-GUÉDAD AÑOS	DISPONIBILIDAD MECANICA	UTILIZ. EFECT.	% UTILIZ MINA	RENDIMIENTOS HORARIOS	
								EN 1983	ACTUAL
SCOOPTRANS ST-13	7	0	7	10	62	53	82	102.0 TMS/HR	83.8 TMS/H
SCOOPTRANS ST-8	4	0	4	13	45	33	94	52.0 TMS/HR	39.6 TMS/H
JUMBO HIDRAULICO	7	1	6	10	53	36	80	16.8 TAL/HR	10.7 TAL/H
SALER	5	1	4	9	58	34	73	23.0 M2/HR	21.8 M2/H
DUXS	9	0	9	7	51	33	74	13.7 M3/HR	10.8 M3/H
TELETRUCKS	1	0	1	17	57	32	71	12.8 M3/HR	9.3 M3/H
PAYLOADERS	6	1	5	11	61	43	83		
TRACTOR DE ORUGA	6	1	5	10	49	34	65		
TRACTOR DE RUEDAS	3	0	3	11	48	40	72		
MOYONIVELADORAS	4	1	3	13	31	25	59		
ANFOLOADERS	3	0	3	10	62	37	83		
LOCOMOTORA ELECTRIC	5	1	4	9	68	64	95		
LOCOMOTORA DIESEL	5	1	4	11	48	49	91		
ROMPE BANCO	2	0	2	9	63	36	79		
JEEPS SUPERVISION	10	3	7						
CAMIONES TRANSPORTE	11	1	10						
EIMCO TRANSP.SERV.	7	2	5						
TOTAL EQUIPOS	95	13	82	10					

SICL 681

CORBOD 58

CONTROL DIARIO Y ACUMULADO DE RELLENO CONVENCIONAL
MINA CORRIJA

FECHA : 28/01/90

L A B O R	Estimado Mensual a3	Estima Dia a3	Estimado Diario a3	Relleno Real Diario	Diferencia a3	% de Avance	Diferencia Acumulada a3	Total Fecha a3	% Act. Acu.
42-1760 H								587	
42-1760 H-S	8,000	266	7,466		-266		4,665	2,891	
42-1760 S/H								1,055	
60-2600 H	8,000	266	7,466		-266		7,466		
60-2600 S				354				558	
60-2943 H	8,000	266	7,466		-266		-4,114	3,352	
60-2943 S				95%				1,193	
70-2680 S								661	
ZONA 1	24,000	800	22,400	1,292	492	162	-12,193	10,207	46
28-1760 H	7,400	246	6,906		-246		-6,635	271	
28-1760 S	8,600	286	8,026		-286		1,072	9,059	
28-2300 H	6,800	226	6,316		-226		-2,370	3,976	
28-2300 S								142	
28-3159 H								2,186	
ZONA 2	22,800	760	21,280		760		-5,646	15,634	73
GRAN TOTAL	46,800	1,560	43,680	1,292	-268	83	-17,839	25,841	59

CONTROL DIARIO Y ACUMULADO DE RELLENO HIDRAULICO
MINA CORRIJA

FECHA : 28/01/90

L A B O R	Estimado Mensual a3	Estima Dia a3	Estimado Diario a3	Relleno Real Diario	Diferencia a3	% de Avance	Diferencia Acumulada a3	Total Fecha a3	% Act. Acu.
10-2680 H	5,000	166	4,666		-166		1,274	5,941	
10-2943 H				549		444		2,499	
19-2300 H	2,250	75	2,100		75		-2,100		
19-2300 S	9,650	321	9,006		-321		-9,006		
19-2680 H	8,000	266	7,466		-266		-3,170	4,296	
19-2680 S	7,500	250	7,000		-250		2,295	4,705	
19-2943 H								318	
ZONA 3	32,400	1,080	30,240	549	-531	51	-12,481	17,759	59
GRAN TOTAL	32,400	1,080	30,240	549	-531	51	12,481	17,759	59

CONTROL DIARIO Y ACUMULADO DE PRODUCCION
MINA COBRIZA

FECHA : 28/01/90

L A B O R	Estimado Mensual T.M.S	Estim Dia T.M.S	Estimado Diario T.M.S	Produccion Real Diario	Diferencia T.M.S	% de Avance	Diferencia Acumulada T.M.S	Total Fecha T.M.S	Desmonte Total T.M.S	% Act. Acu.
42-1760 H-S	11,500	383	10,733		383		-7,770	2,963		
42-1760 S				1,455				5,097		
42-1760 S/H								1,428		
60-2680 H	7,000	233	6,533		-233		-3,203	3,330		
60-2680 S	23,000	766	21,466		-766		2,799	24,266		
60-2760 7/2										
60-2943 H	17,000	566	15,066	759	192	134	2,905	10,772		
60-2943 H S3								524		
60-2943 H/A S3										
60-2943 S	7,000	233	6,533		-233		-6,533			
70-2680 S	7,500	250	7,000		-250		782	7,782		
70-2720 S/H										
70-2880 B/P				252				252		
70-2943 B/P										
ZONA 1	33,000	2,433	28,133	2,446	32	101	-3,719	64,414		95
28-1760 H	16,100	336	9,406		-336		-6,000	3,344		
28-1760 S	17,100	570	15,960		-570		3,291	19,251		
28-2300 H	34,000	1,160	32,480	1,030	-130	89	1,767	30,713		
28-3150 H	3,000	100	2,800	264	164	264	1,710	4,510		
37-1760 H/A								200		
37-1760 S/H				794				1,424		
47-2920 S/H	5,000	166	4,666		-166		-1,766	2,900		
47-2943 S/H								338		
47-2960 B/P										
ZONA 2	70,000	2,333	65,333	2,088	245	89	2,653	62,680		96
10-2300 S	10,500	350	9,800		-350		-9,800			
10-2680 H										
10-2680 S	17,000	573	16,053	947	373	165	397	16,451		
10-2943 H	10,500	350	9,800		-350		864	10,664		
19-1760 B/P								200		
19-1760 S/H								2,453		
19-2300 H	8,600	286	8,026	428	133	147	9,968	17,995		
19-2300 S	3,400	113	3,173		-113		-2,773	400		
19-2680 H								913		
19-2680 S	11,000	366	10,266		-366		-353	9,913		
19-2943 H	25,000	860	24,080	965	105	112	-19,511	4,569		
ZONA 3	87,000	2,900	81,200	2,332	-568	80	-17,612	63,558		70
GRAN TOTAL	300,000	7,666	274,666	6,886	-780	90	-24,014	190,652		89

(EN MILES DE U.S.\$)

RESINA

ENERO
 FEBRERO
 MARZO
 ABRIL
 MAYO
 JUNIO
 ACUMULADO

VENTAS:

	ENERO	FEBRERO	MARZO	ABRIL	MAYO	JUNIO	ACUMULADO
CONCENTRADO Cu.	4,133	3,644	4,898	4,988	2,953	4,262	24,978
CONCENTRADO Pb.	0	3	3	0	0	0	0
CONCENTRADO Zn.	0	0	0	0	0	0	0
VTAS. TOTALES:	4,133	3,644	4,898	4,988	2,953	4,262	24,978

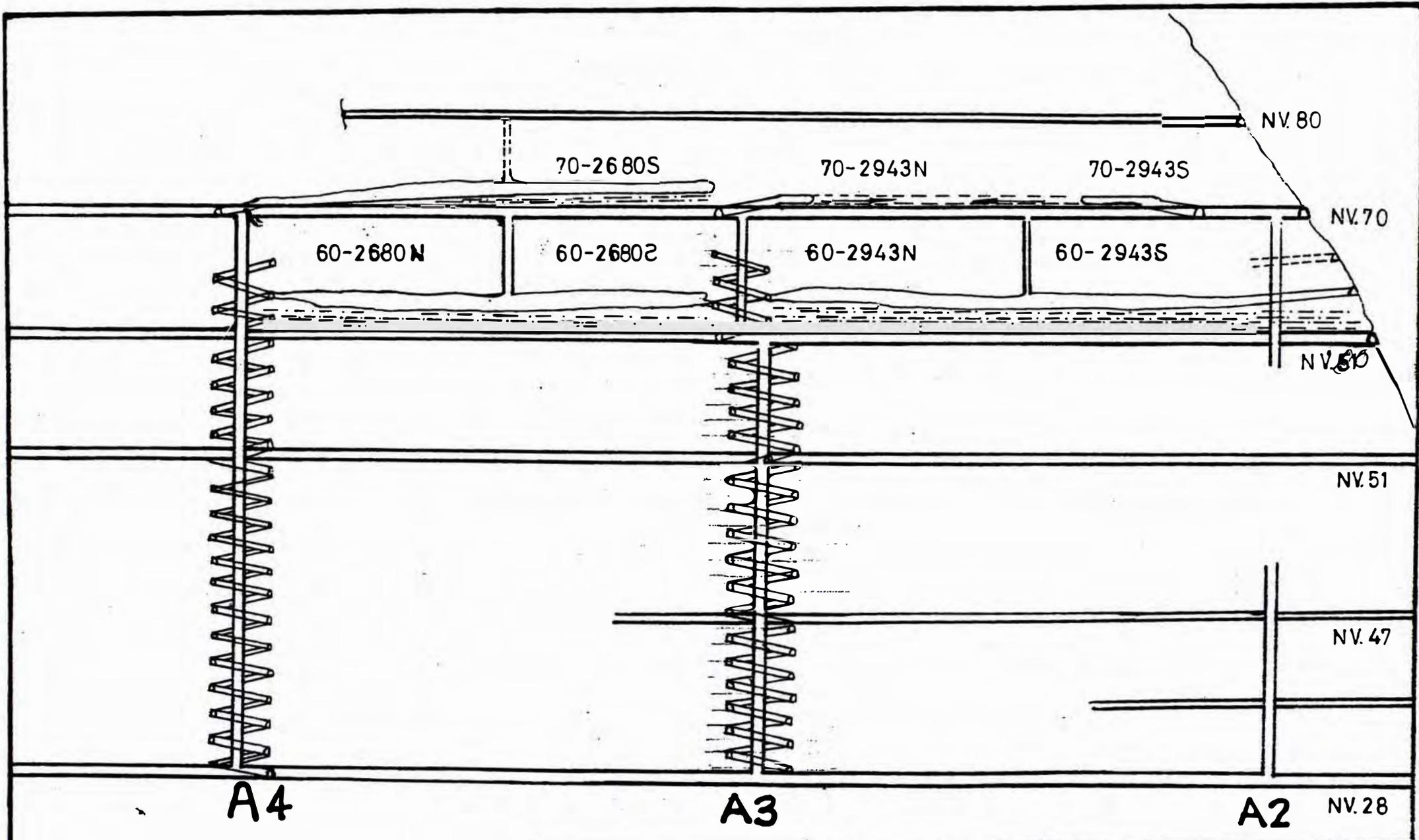
Costo de Produccion

	ENERO	FEBRERO	MARZO	ABRIL	MAYO	JUNIO	ACUMULADO
MATERIA	1,182	1,502	1,151	1,187	983	1,817	7,954
CONSERVACION	731	725	530	760	530	537	3,923
I. DE SERVICIOS	474	473	313	210	572	420	2,511
DEPRECIACION	473	543	565	365	396	365	2,519
UTILIDAD (PERDIDA) BRUTA	1,383	313	1,554	2,430	370	1,823	7,983

G.I.O. OPERATIVO	157	812	1,012	650	1,014	1,013	4,958
G.I.O. GRUPO	32	52	42	44	42	44	231
UTILIDAD (PERDIDA) OPERACIONAL	1,122	491	521	1,544	586	758	2,776

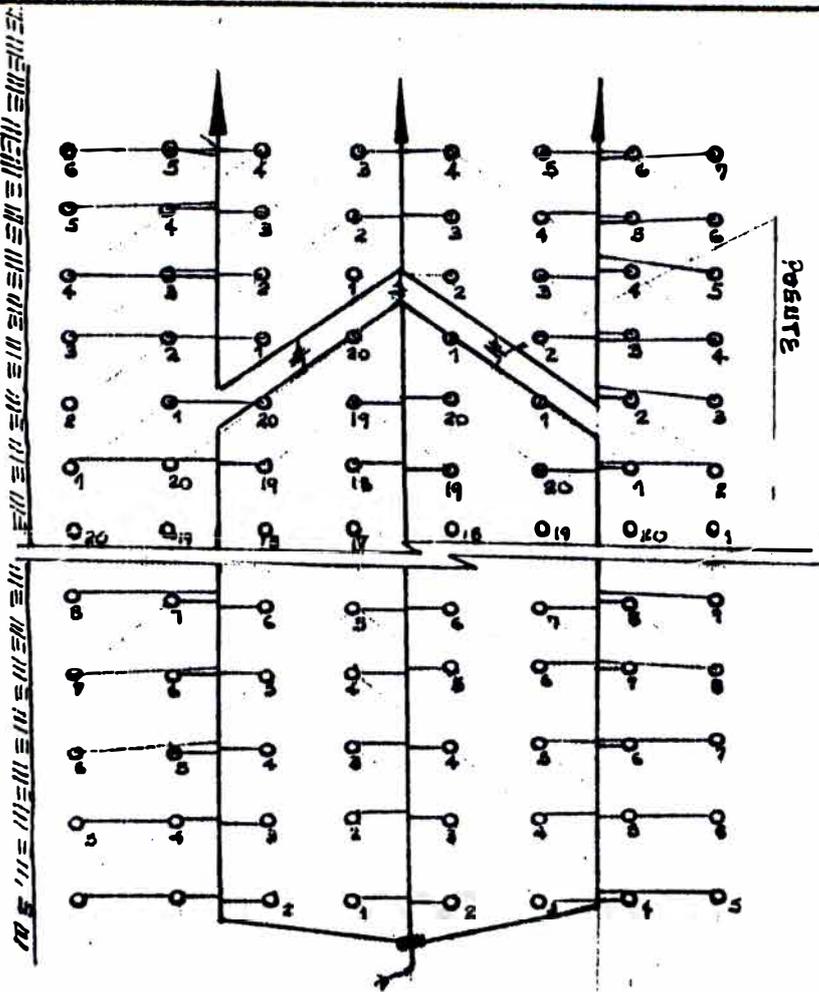
GASTOS FINANCIEROS	159	729	1,019	171	959	1,622	4,591
UTILIDAD ANTES DE IMPUESTOS	953	1,221	497	1,373	1,575	651	1,915
IMPUESTO A LA RENTA	337	0	0	451	0	0	0

UTILIDAD (PERDIDA) NETA	625	1,221	497	922	1,575	651	1,915
--------------------------------	------------	--------------	------------	------------	--------------	------------	--------------



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA FACULTAD DE INGENIERIA GEOLÓGICA, MINERA Y METALÚRGICA	PERFIL DE LA MINA COBRIZA		
	DIB. C. CONDORI	ESC: 1/3000	(Empty space)

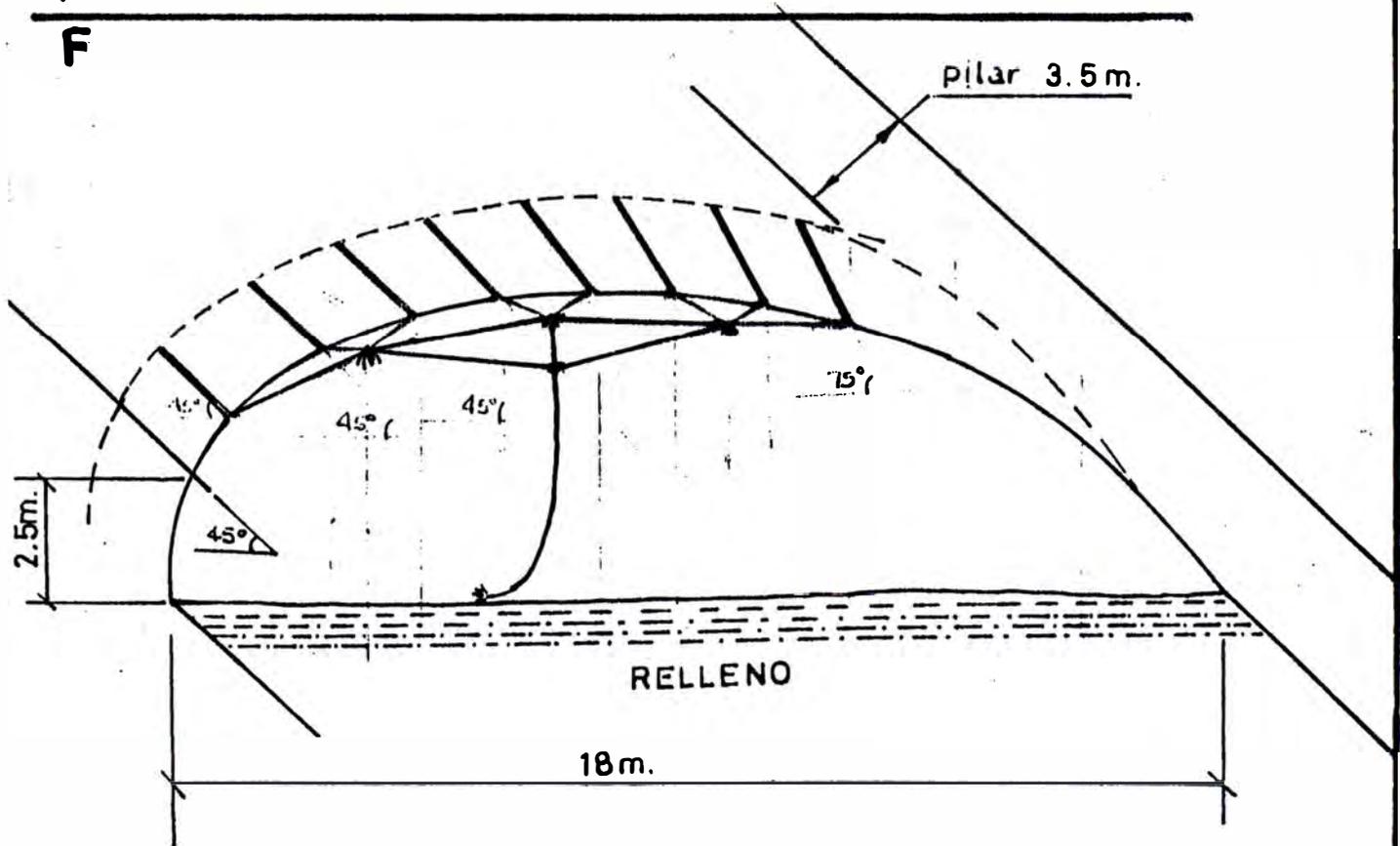
CAJA PISO



PRIMERA SERIE SEGUNDA SERIE

CAJA TECHO

II



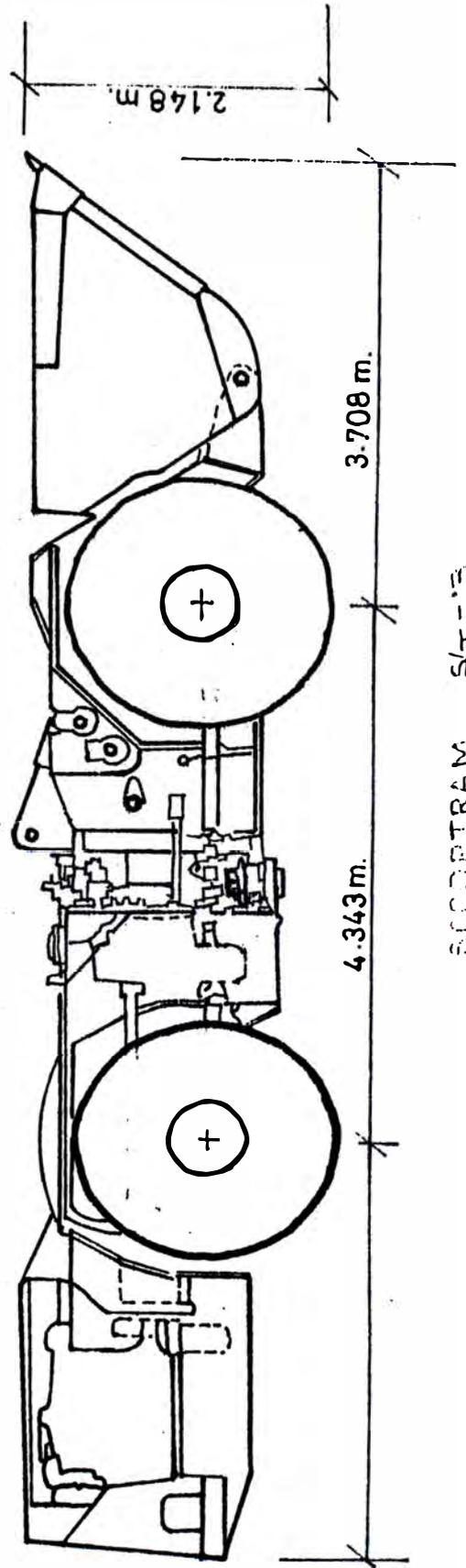
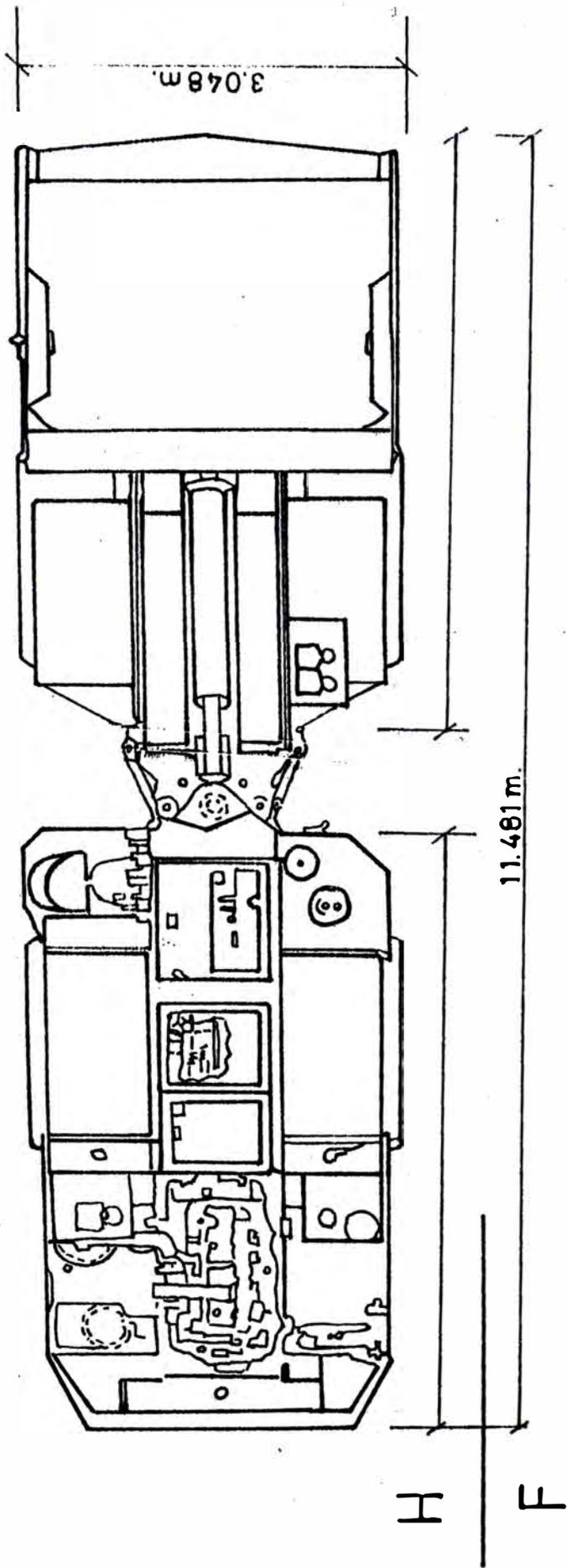
UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

DISEÑO DE UNA VOLADURA CON FANEL

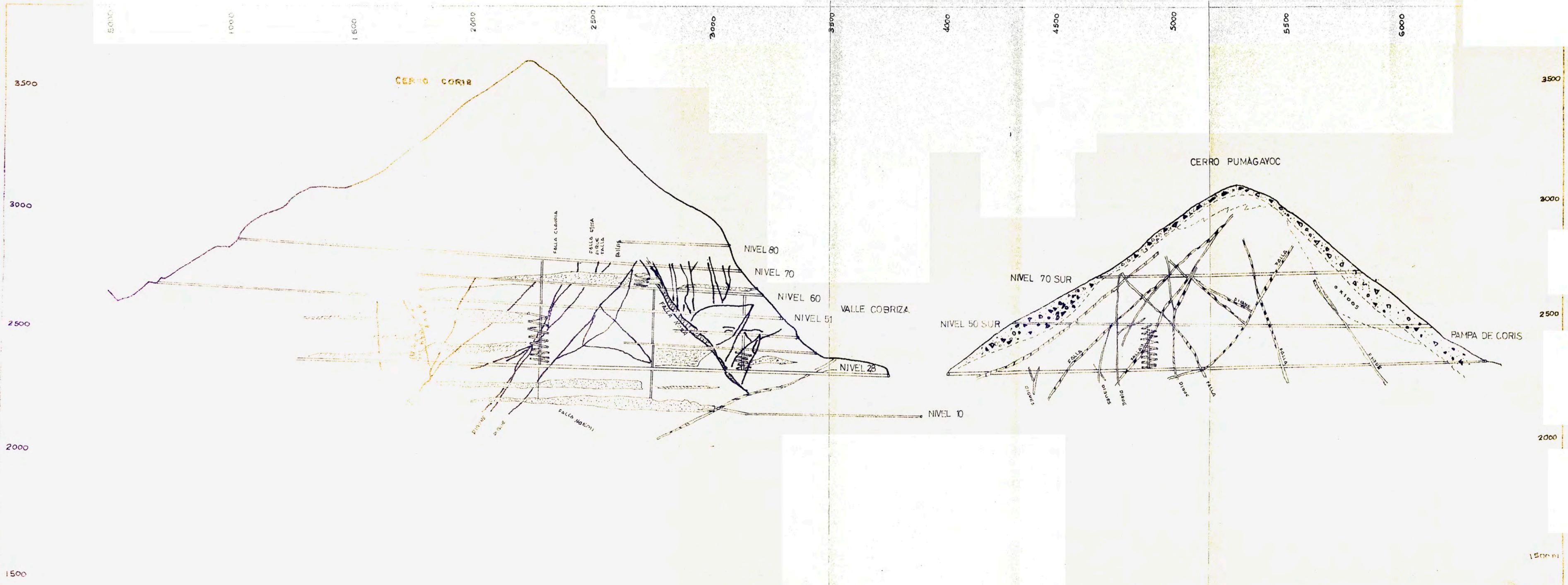
DIBUJO
C. CONDOMI

FECHA
MAYO 91

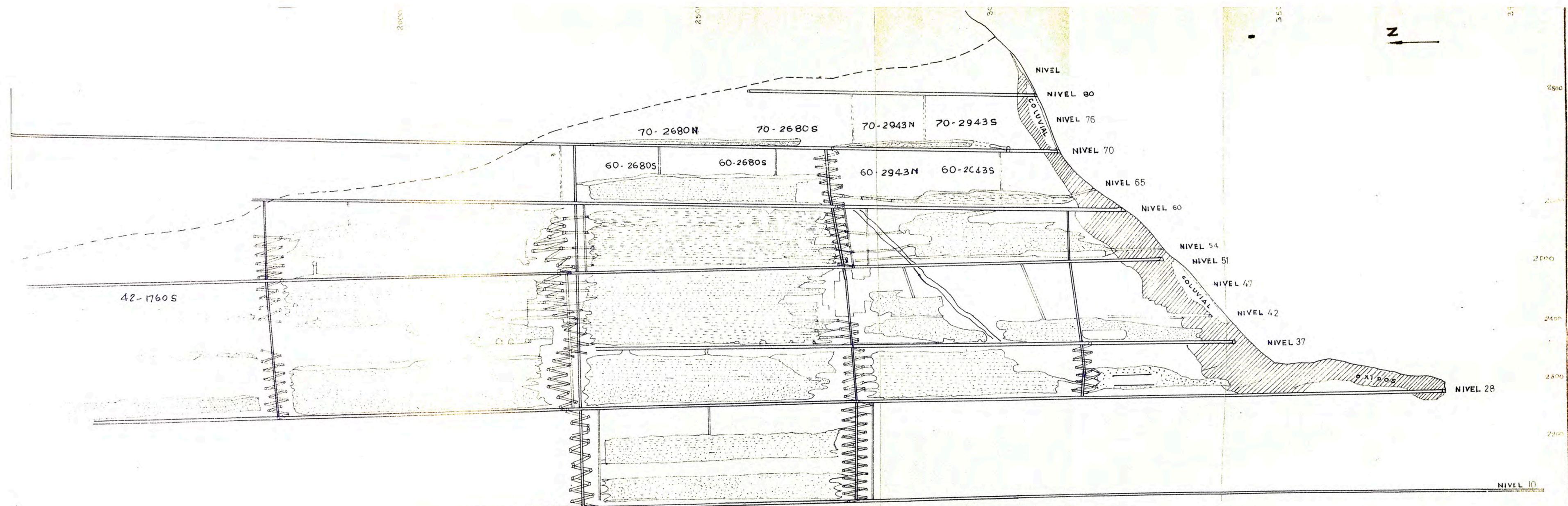
ESCALA: 1/200



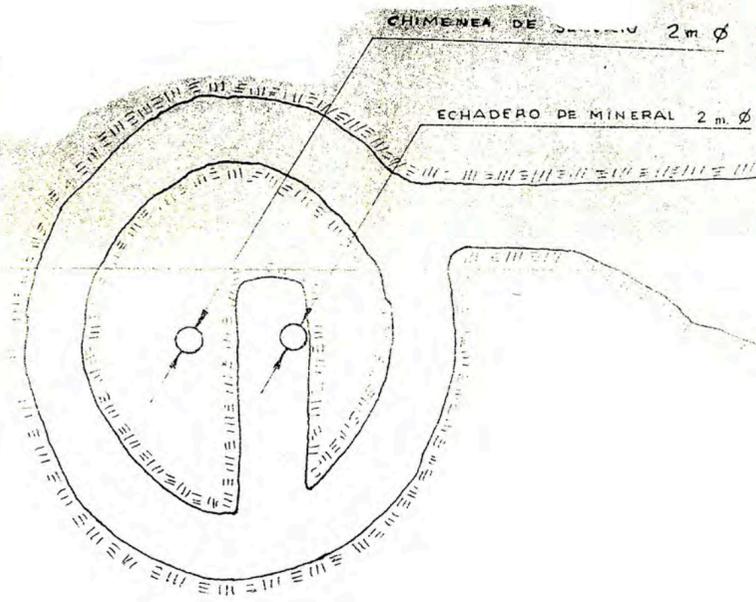
SCOOTRAM S/T-13



DIBUJO: C. CONDARI FECHA: OCT. 91	UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA		N° 1
	PLANO ESTRUCTURAL DIGUES Y FALLAS PROYECCION VERTICAL CONJUGUAL DEL MANTO Esc. 1:10,000		



DIBUJO. C. CONDORI	UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA	N° 2
	AREA CORIS	
	SECCION VERTICAL LONGITUDINAL Esc: 1: 4000	



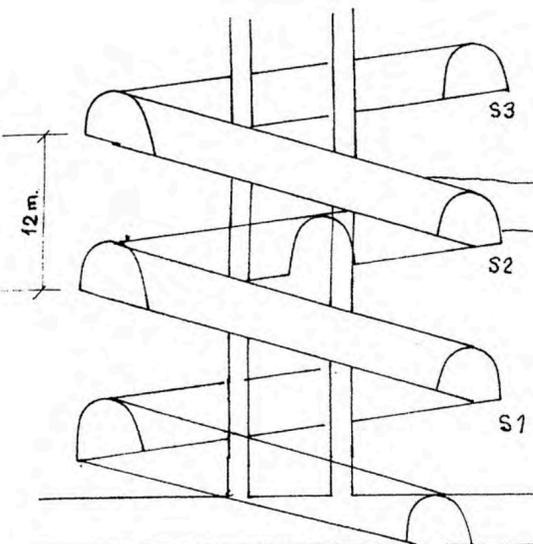
CAJA PISO

TAJEO 60 2680S

CAJA TECHO

LIMITE DEL MEDIO TAJEO

VISTA DE PLANTA



RELLENO DETRITICO

VISTA FRONTAL

NIVEL 60

C.H. 2620

50m

C.H. 2500

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA FACULTAD DE MINERIA	CENTROMIN PERU		DIV. COBRIZA
	PIANO FRONTAL Y PLANTA		
DIBUJO C. CONDORI	ESC. 1/400	Nº 3	