

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA, MINERA Y METALURGIA



**PLANEAMIENTO EN EL SISTEMA DE ACARREO
Y TRANSPORTE
(UNIFORMIZACION DE LA LEY DE CABEZA)
MINA SAN VICENTE**

TESIS

**Para Optar el Título Profesional de
INGENIERIA DE MINAS**

PAUL AZAD RUIZ HELGUERO

LIMA - PERU

1997

Dedicatoria:

*A MI HERMANA MIRELLA, QUE
DIOS LA TENGA EN SU GLORIA*

A MI FAMILIA

AGRADECIMIENTO

Mi agradecimiento a los docentes de la Facultad de Minas de la Universidad Nacional de Ingeniería, muy en especial a mis asesores: Ing. Isaac Ríos Q. profesor del curso de Métodos de Explotación Subterránea, al Ing. Juan Hoyos R. profesor del curso de Servicios Auxiliares Mineros; así como también al Ing. Luis González C. decano de la FIGMM y profesor del curso de Análisis de Sistemas Mineros. Asignaciones que mucho me han servido para la elaboración de la presente Tesis.

Deseo expresar mi agradecimiento a la Ing. Carmen Matos y al Ing. Roberto Maldonado por sus aportes y observaciones a la presente.

Sin embargo agradezco en párrafo aparte al Ing. Raúl Hidalgo Ch. Gerente de Operaciones de la Cia. Minera San Ignacio de Morococha, por darme la oportunidad de haber pertenecido a la digna empresa que dirige.

Esta tesis se hizo realidad gracias al apoyo desinteresado de muchas personas; agradezco através de éstas líneas al Ing. Guillermo Philipps J.; Superintendente de Mina, al Ing. Carlos León; Capitán de Mina y a todos mis compañeros Jefes de Guardia que con sus enseñanzas y consejos dieron inicio a mi carrera profesional y formación personal.

Agradezco a mis padres, a mis compañeros de Promoción y de aulas.

PAUL RUIZ

**PLANEAMIENTO EN EL SISTEMA DE ACARREO Y TRANSPORTE
(UNIFORMIZACION DE LA LEY DE CABEZA)
MINA SAN VICENTE**

DEDICATORIA
AGRADECIMIENTO
SUMARIO
INTRODUCCION

**CAPITULO I
CONSIDERACIONES GENERALES**

- 1.1 Historia del yacimiento y propiedad minera
- 1.2 Clima, Vegetación y Recursos Naturales
- 1.3 Organización y Misión de la Empresa
- 1.4 Ubicación y Accesibilidad

**CAPITULO II
CONSIDERACIONES GEOLOGICAS**

- 2.1 Geología General
- 2.2 Estratigrafía
- 2.3 Geología Estructural
- 2.4 Geología del Yacimiento
 - 2.4.1 Mineralización
 - 2.4.2 Estructuras Internas
 - 2.4.3 Paragénesis y Zoneamiento
 - 2.4.4. Génesis del Yacimiento
- 2.5 Reservas Minerales
 - 2.5.1 Bloques de Reserva
 - 2.5.2 Valorización
- 2.6 Exploraciones
 - 2.6.1 Etapas de Exploraciones
 - 2.6.2 Programa Quinquenal de exploraciones y Perforación Diamantina
 - 2.6.3 Inversión en Exploraciones Interior Mina y Superficie

**CAPITULO III
CONSIDERACIONES MINERAS**

- 3.1 Descripción de la Mina
- 3.2 Métodos de Explotación
- 3.3 Operaciones Unitarias
 - 3.3.1 Perforación, Standares
 - 3.3.2 Voladura, Standares
 - 3.3.3 Acarreo y Transporte (Scoop, Camiones)
 - 3.3.4 Sostenimiento
 - 3.3.5 Relleno Hidráulico
 - 3.3.6 Extracción (Locomotoras)
- 3.4 Producción y Productividad
- 3.5 Servicios Mina
 - 3.5.1 Ventilación
 - 3.5.2 Aire Comprimido
 - 3.5.3 Drenaje
 - 3.5.4 Supervisión de Contratas

CAPITULO IV PLANTA CONCENTRADORA

- 4.1 Capacidad de la Planta
- 4.2 Descripción del Proceso
- 4.3 Tratamiento de Relaves
- 4.4 Laboratorios

CAPITULO V PLANEAMIENTO EN EL SISTEMA DE ACARREO Y TRANSPORTE (Uniformización de la Ley de Cabeza)

- 6.1 Antecedentes
- 6.2 Situación Actual
- 6.3 Planeamiento de Minado
- 6.4 Programa de Preparaciones y avances
- 6.5 Equipos Mina
- 6.6 Proyecto: Uniformización de la Ley de Cabeza
 - 6.6.1 Objetivo
 - 6.6.2 Variaciones de la Ley de Cabeza en Planta (estadísticas)
 - 6.6.3 Alternativas de Solución al Problema
 - 6.6.4 Justificación e Importancia del Proyecto
 - 6.6.5 Descripción de los trabajos a realizarse, Equipos y Personal Requerido
 - 6.6.6 Programa de Actividades (preparaciones)
 - 6.6.7 Aplicación del Modelo Matemático en el Planeamiento
 - 6.6.8 Inversión Necesaria y Costos de Operación del Proyecto
 - 6.6.9 Análisis Económico - Financiero
- 6.7 Acarreo, Transporte y Extracción
 - A. Análisis de Acarreo (Scoop)
 - a. Descripción
 - b. Planeamiento (Horas Máquina-Nro. de Scoop 3.5, 6 yd³)
 - c. Proyecto: Adquisición de 2 Scoop de 3.5 yd³
 - c.1 Objetivo
 - c.2 Ingeniería del Proyecto
 - 1. Situación Actual
 - 2. Alternativas
 - 3. Descripción del Proyecto y Ejecución
 - c.3 Costos y Retorno de la Inversión
 - c.4 Análisis Económico - Financiero
 - B. Análisis de Transporte (Camiones)
 - a. Descripción
 - b. Planeamiento (Horas Máquina-Nro de camiones 13, 20, 26TM)
 - c. Costo Horario de un Camión de 13TM.
 - C. Análisis de Extracción (Locomotoras)
 - a. Descripción
 - b. Planeamiento de Trabajos de Servicios Mina
 - c. Costos e Inversiones
- 6.8 Maestranza Mina
 - 6.8.1 Tipos de Mantenimiento
 - 6.8.2 Plan de Costos de mantenimiento
- 6.9 Personal y Seguridad

6.10 Capacitación y Entrenamiento

6.11 Informática

6.11.1 Informática Mina

- Sistema de Informática Oficina Mina (SIOM)

6.11.2 Informática Maestranza

- Sistema de Información de Mantenimiento (Equipos)

OBSERVACIONES/RECOMENDACIONES/CONCLUSIONES

BIBLIOGRAFIA

ANEXOS

I. PLANOS:

- Ubicación de la Mina
- Isométrico Mina
- Sección Longitudinal de la Mina
- Tajeo Area 23 San Vicente Techo

II. UNIFILARES:

- Red de Aire Comprimido
- Red de Agua
- Sistema de Ventilación
- Relleno Hidráulico
- Proceso de Extracción Mina

SUMARIO

El Planeamiento es mucho más amplio que fijar objetivos, involucra la investigación de las diferentes operaciones a fin de utilizar de la mejor forma los recursos disponibles de cada una de éstas, en nuestro caso específico (Tesis) Acarreo, Transporte, Extracción, Mantenimiento.

En el Planeamiento a corto plazo se busca mantener una mezcla óptima de mineral tanto en calidad y cantidad para la alimentación a Concentradora todos los días del mes. Aquí interesa determinar el tonelaje y la ley de extracción por tajeo o frente, si fuera posible en cada hora de operación. Estas dos variables son suficientes para evaluar con bastante precisión las diferentes alternativas de extracción en cierto periodo de minado. Sus rasgos de variación expresan las condiciones propias de cada frente o tajeo en explotación.

Entre los procesos de simplificación, modernización y automatización de la operaciones se considera la asignación de personal entrenado y de equipos de control adecuado para su puesta en operación, tales como balanzas automáticas, alimentadores de velocidad variable, analizadores en el flujo y un sistema de adquisición de datos al nivel de los puntos de alimentación de mineral al circuito de chancado y/o molienda, operando continuamente durante las 24 horas. Con el uso de microcomputadoras cada vez más veloces y poderosos algoritmos de programación matemática, se puede correr cada 10 minutos un modelo matemático con información real para controlar eficazmente la operación entera. Resultando ésta una solución ideal para ciertas operaciones mineras.

La Presente Tesis tiene como principal objetivo el de dar una solución sencilla al problema del “blending” sin necesidad de construir un modelo complejo que considere todos los detalles como: Establecimiento de los ciclos de minado según los métodos de explotación, utilización de equipos en cuanto a capacidad y disponibilidad, seguridad, etc. Necesidad de un especialista para el desarrollo y operación del Modelo; cualquier supervisor no podría operarlo a menos que tenga entrenamiento, Necesidad de abundante información, lo que implica destinar considerables números de horas-hombre para la recolección y preparación de la data.

Esto es posible mediante la implementación de información y control de procesos “Proceso de Extracción” optándose por una solución alternativa que es efectuar el control por guardia, cambiando metodologías de trabajo, dando alternativas de solución al problema. Utilizando la Programación Lineal en apoyo “con un modelo sencillo” como técnica de optimización que permita encontrar las alternativas óptimas sin necesidad de considerar todas las opciones, es decir, con un subconjunto reducido de ellas. Esto no es posible con las técnicas de simulación, que se orientan a la búsqueda de soluciones posibles, cuando el problema es inherentemente estocástico (probabilístico).

INTRODUCCION

En toda empresa minera y más aún en estos tiempos, el objetivo de las mismas, están orientadas a la optimización de sus operaciones; las políticas que se formulan para lograr dichos objetivos, pueden ser: Redefinir nuevo método de Explotación y las diferentes Operaciones Unitarias: Perforación, Voladura, Carguío y Transporte, Innovaciones de Técnicas, Reducción de Personal, Etc. A fin de mejorar los índices de Productividad, disminuir Costos y Maximizar los beneficios de la Empresa.

El Presente Trabajo titulado “Planeamiento en el Sistema de Acarreo y Transporte-Uniformización de la Ley de Cabeza”; constituye un estudio Global-Práctico de esta Operación Unitaria que permite dar alternativa de solución a lo que es el blending y llegar a cumplir con el Programa de Producción y Preparaciones Programados, reduciendo Costos en una Mina donde el Acarreo y Transporte es muy Dinámico y las Variaciones de leyes de Zinc son diferentes corte a corte en la Explotación, así también se hace una proyección (estudio de tiempos y movimientos) de los requerimientos de Equipos que son indispensables para la operación Anual.

Da una metodología de detectar el problema, localiza sus causas y propone medidas de solución.

El Cap. I, Tiene por finalidad ubicar a la Mina San Vicente dentro del ambiente de las Empresas Mineras metálicas que operan en la actualidad.

El Cap. II, Da un marco general de la Geología del Yacimiento, presenta cuadros de reservas y Programas de Exploraciones.

El Cap. III, Entra al detalle de lo que es la actividad minera propiamente dicha, se hace una descripción de la Mina y de las Operaciones Unitarias, Servicios Mina con que cuenta.

El Cap. IV, Da un aspecto General de la Planta Concentradora.

El Cap. V, Este Capítulo se centraliza en el Tema de la Tesis, se hace una evaluación de la situación Actual y presenta los Proyectos y las medidas correctivas que se deben llevar a cabo para lograr los objetivos; se muestra el Planeamiento de Acarreo (Scoop), Transporte (Camiones) y Extracción (Locomotoras) para los próximos años. El apoyo de Maestranza Mina, de la Informática, el Personal y la Seguridad, la Capacitación y Entrenamiento que se debe tomar en cuenta.

La evaluación está reestructurada del siguiente modo:

- 1.- Concepción del Sistema.
- 2.- Análisis e identificación del problema.
- 3.- Definición y búsqueda de solución al problema.
- 4.- Recolección y procesamiento de los datos reales de campo.
- 5.- Análisis técnico-económico de los proyectos que definen los estudios.
- 6.- Costos y resultados estimados.

CAPITULO I

CONSIDERACIONES GENERALES

1.1 Historia del yacimiento y propiedad Minera

En 1955 el Señor José Cárpena presentó el denuncia "San Vicente", del que obtenía pequeños lotes de mineral de plomo; en éstas circunstancias, dio en opción su concesión a la firma Mauricio Hochschild & Cia. Ltda. S.A. la que a su vez formó con la Compañía Minera Chanchamina S.A. la sociedad denominada "Compañía Minera San Vicente S.A.". Esta sociedad exploró el yacimiento desde 1960 a 1963.

En Octubre de 1963, la "Compañía San Vicente S.A." interesó a la "Cerro de Pasco Corporation" para que ingresara a la sociedad con un porcentaje de 51% quedando el 32,66 % para Hochschild y el 16,33 % para Chanchamina.

En Febrero de 1964, se reiniciaron las exploraciones del yacimiento bajo control de "Cerro de Pasco Corporation", las que duraron hasta fines de Abril de 1965; realizando hasta ese entonces 2200 mt. de labores y sondajes diamantinos, cubicando 850.000 TM. con 18 % de Zn.

En Agosto de 1966 La Compañía San Ignacio de Morococha S.A. se interesó en el yacimiento "San Vicente" y tomó bajo contrato las concesiones.

En Junio de 1973, la "Compañía Minera San Ignacio de Morococha S.A.", adquiere el 100 % de las concesiones y continúa con los trabajos de exploración, desarrollo y explotación hasta la fecha. A través de los años se han ido dando una serie de cambios tecnológicos conducentes a la optimización y competitividad de la organización, entre las cuales se puede mencionar la construcción de la Hidroeléctrica de Monobamba, la adquisición de un equipo de minado continuo (no se encuentra en operación), equipos de bajo perfil, los Scooptram de 3 ½ y 6 yardas cúbicas, camiones de 13 y 16 yd³., Perforadoras Raise Bore y Jumbos Electrohidráulicos.

Actualmente es la principal empresa productora privada de zinc en el Perú y la segunda después de Centromin a nivel nacional.

1.2 Clima, Vegetación y Recursos Naturales

A. Clima

El clima tropical existente en la zona; es cálido y húmedo en verano, con temperatura que oscilan de 20°C a 35°C y húmedo, frío y lluvioso en invierno, con temperatura que oscilan de 5°C a 15 °C en las diferentes estaciones el clima es constante.

B. Vegetación

La vegetación es exuberante debido al clima tropical de la zona, existe gran variedad de árboles y arbustos que son utilizados en gran parte en la industria maderera.

C. Recursos Naturales

Existen gran variedad de recursos naturales tanto en flora como en fauna. En su flora tenemos árboles que son usados en la industria maderera como el cedro y nogal, árboles frutales como papaya, palta, cítricos, etc, se cultivan café, maíz, yuca y flores como la orquidia y la rosa.

En lo que respecta a la fauna, presenta animales salvajes, (mamíferos) monos, perezosos y arsupiales, entre reptiles se encuentran culebras, lagartijas y camaleones, en aves tenemos el Chihuaco.

1.3 Organización y Misión de la Empresa

Actualmente SIMSA está en un proceso de integración de las unidades mineras del grupo, esto es Cia. Minera Poderosa (oro) y San Vicente (zinc) en una sola cabeza administrativa que realice de manera conjunta los servicios de administración, legal, finanzas, contabilidad, recursos humanos centralizando así estas actividades.

Las metas corporativas son, incrementar la capacidad total operativa, reducir costos, mejorar la calidad en todos los procesos, mejorar la salubridad, la seguridad, minimizar el impacto ambiental, proporcionar el desarrollo de su personal y mantener la buena imagen corporativa.

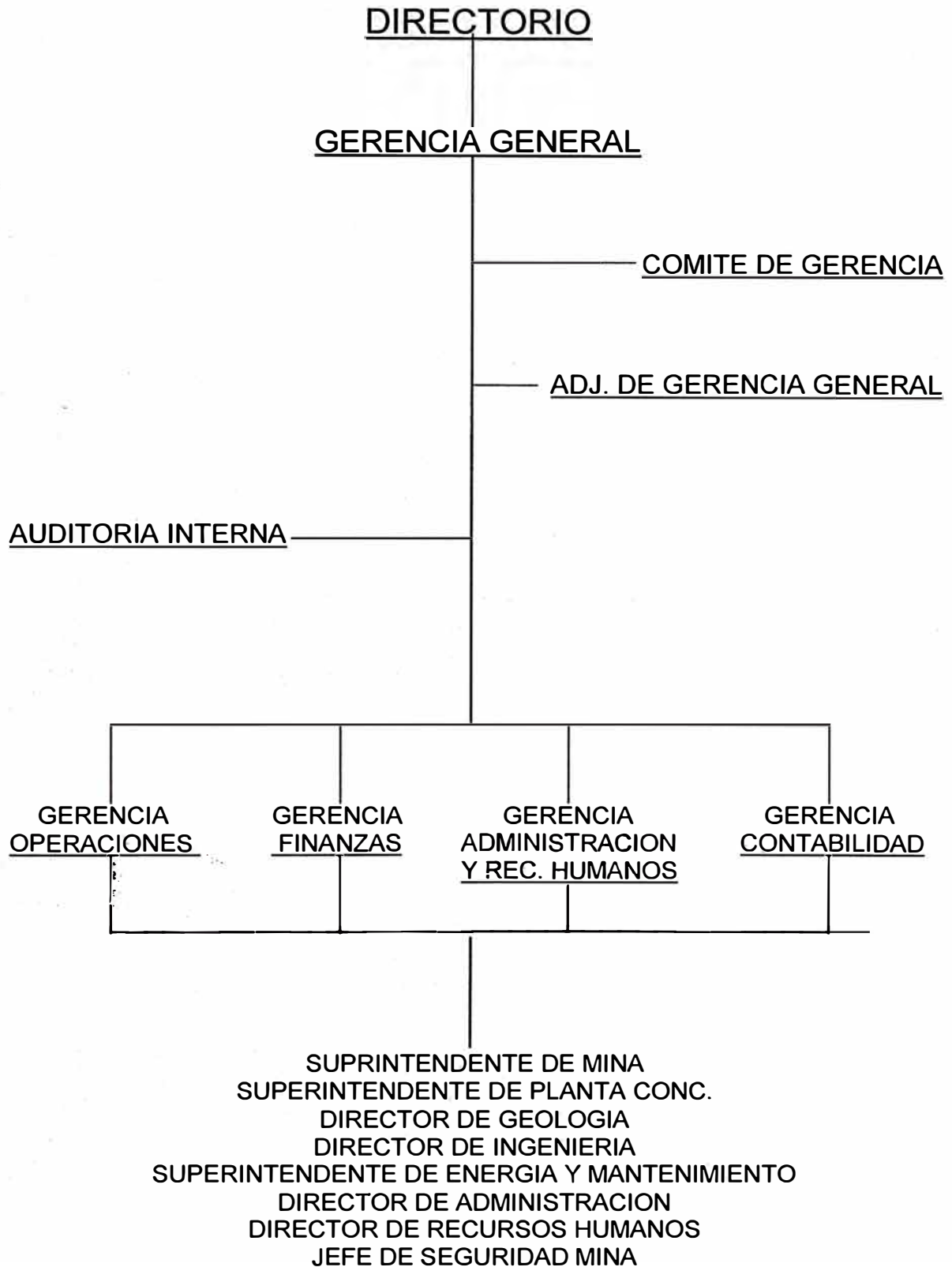
La misión de la empresa es servir a la humanidad proporcionándole el metal zinc con la finalidad que pueda utilizarse este elemento en los diversos bienes que se requieran para satisfacer las necesidades de los hombres. Para lograrlo la empresa ha desarrollado una identidad y filosofía propia de trabajo, con el objetivo de cumplir lo propuesto.

La relación que se da entre los integrantes dentro de la empresa es de tal manera que cada uno se siente identificado con el otro en los mismos objetivos y metas, el cual es hacer de la empresa una organización excelente. También importante es la relación de la empresa con el entorno.

Sin embargo para cumplir con la misión propuesta, se tiene que competir con empresas nacionales y extranjeras tanto en productividad como en rentabilidad, estar sujeto a los vaivenes de los precios internacionales, amén de otras situaciones. El éxito de la Compañía Minera San Ignacio de Morococha se basa en los siguientes factores: humano, técnico y económico. El factor calidad humana decide sobre los otros dos elementos. La supervisión de la empresa esta preparada para dirigir excelentemente los grupos organizados de trabajo hacia el logro de buenos resultados.

El Supervisor de San Ignacio orienta resultados: organiza su empresa, realiza planes, coordina entre todas sus partes, es responsable de la dirección y operación, desarrolla controles para mantener a su empresa camino al éxito, Los controles no son para frenar iniciativas, el “control es para asegurar resultados y no para evaluar al personal”.

ORGANIGRAMA SIMSA



1.4 Ubicación y Accesibilidad

La mina San Vicente está ubicada en el Distrito de Vitoc, Provincia de Chanchamayo, Departamento de Junín, Región Andres Avelino Cáceres, a 17 km al sur de la ciudad de San Ramón y a una altura de 1400 a 2000 metros sobre el nivel del mar. Sus coordenadas geográficas son:

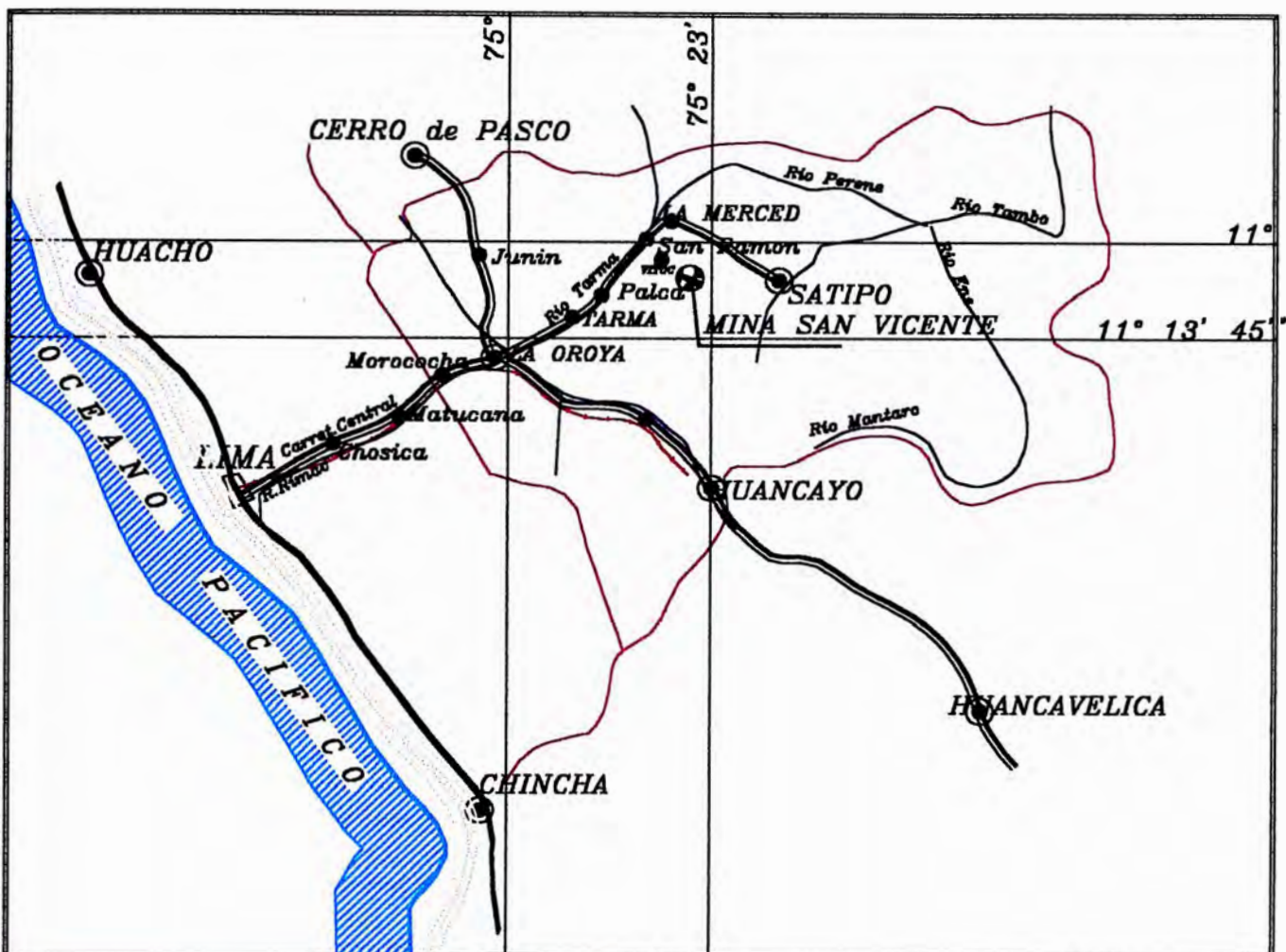
11° 13' 45" LATITUD SUR
75° 23' 00" LONGITUD OESTE

El acceso es por la carretera central de penetración Lima - La Oroya - Tarma - San Ramón, en el kilómetro 293 (antes de San Ramón) se sigue un desvío hacia el sur.

En resumen se tiene:

LIMA	-	LA OROYA	188 Km.
LA OROYA	-	SAN RAMON	105 Km.
SAN RAMON	-	SAN VICENTE	<u>17 Km.</u>
T O T A L			310 Km. Aprox. 6 horas.

También se puede acceder por aire desde Lima hasta San Ramón, puesto que se cuenta con una base aérea con pista de aterrizaje para avionetas con capacidad de 8 pasajeros, el viaje dura aproximadamente 35 minutos.



CIA MINERA SAN IGNACIO DE MOROCOCHA S.A.
UNIDAD SAN VICENTE

DIBUJADO POR COMPUTADORA

**PLANO DE UBICACION
MINA SAN VICENTE**

Prov. CHANCHAMAYO - Dpto. JUNIN - PERU

FACULTAD
DE
INGENIERIA
GEOLOGICA,
MINERA Y
METALURGICA

CAPITULO II CONSIDERACIONES GEOLOGICAS

2.1 Geología General

El yacimiento minero de San Vicente, se ubica en rocas calcáreas de edad mesozoica. Los estratos de caliza buzan al oeste, la mineralización se presenta concordante a los estratos.

San Vicente pertenece al grupo bien establecido de yacimientos de zinc y plomo del tipo Mississippi Valley. Yacimientos de este tipo se caracterizan, en general, por paragénesis relativamente simples, fundamentalmente esfalerita , galena, roca de caja carbonatada y en mayor proporción dolomías.

2.2 Estratigrafía

Se presenta afloramiento de Rocas Paleozoicas (Silúrico, Devónico y Pérmico Superior). rocas mesozoicas (triásico) y rocas cenozoicas (terciarios y cuaternarios).

- Precámbrico
- Paleozoico :
 - Granito rojo de la Merced
 - Grupos Tarma Copacabana
 - Granito San Ramón
 - Granodiorita Tarma
 - Grupo Mitu
- Mesozoico :
 - Grupo Pucará
- Cenozoico :
 - Granito San Bartolomé
 - Subvolcánicos
 - Intrusivo Menores
 - Formación la Merced
 - Cuaternario

A.1 Precámbrico :

Compuesto rocoso que aflora al Oeste, localmente se le conoce como metamórfica de Marayniyoc, está constituido por esquisto y gneis de composición granítica con amplio desarrollo de estructuras metamórficas.

A.2 Paleozoico

Rocas sedimentarias que afloran al Oeste de Monobamba, caracterizada por su litología de arenisca, limolitas con cierto grado de metamorfismo, algunos son de naturaleza esquistosa.

A.2.1. Granito Rojo de La Merced.

Se ubica al Este de la Mina San Vicente, de dimensiones batolíticas chase; en 1933, se le dió esta denominación, a veces se encuentra por debajo del grupo Mitu y Pucará constituido por granitos o granodioritas de textura equigranular a microgranular con elevado porcentaje de feldespatos potásicos, de color rojizo.

A.2.2. Granodiorita Tarma.

Intrusivo de naturaleza plutónica que junto con el granito de San Ramón constituyen el batolito de la cordillera Oriental, de composición ácida, con elevado porcentaje de potasio y desarrollo de fenocristales de feldespatos potásicos, según dotaciones radiométricas tienen 240 a 280 millones de años.

Se ubica al Oeste de la Mina.

A.2.3. Grupo Mitu

Sedimentos continentales de coloración rojiza y del tipo molásico, constituido por areniscas, limolitas, yeso y conglomerados, poliméticos, constituye morfológica y litológicamente la unidad guía para determinar la posición estratigráfica del grupo Pucará. Por relaciones de edad relativa se le considera del Perno-Triásico. Este grupo queda bien expuesto en la quebrada Puntayacu, donde se observa en forma nítida el contacto con el grupo Pucará, donde no existe desconcordancia angular sino es un cambio ó paso gradual del Mitu al Pucará con intercalaciones calcáreas dentro del Mitu.

Localmente se le asigna una potencia de 127 m pero en otras partes donde aflora es mucho mayor.

A.3 Rocas Mesozoicas

A.3.1. Grupo Pucará

Secuencia carbonatada de ambiente marino que constituye la unidad que alberga la mineralización de zinc del tipo MVT.

Las secuencias del grupo Pucará presentan una posición local bastante uniforme con rumbos N 30 S a N 20 E y un buzamiento de 45 a 60 al NW. Se le asigna una edad jurásico inferior basados en criterios litoestratigráficos y teniendo en cuenta además la importancia económica, se han diferenciado diez unidades de las cuales cuatro secuencias dolomíticas tienen filtración con la mineralización de Zinc.

a) Unidad Basal.

Constituye la unidad inferior del grupo Pucará, está en contacto directo sobre el grupo Mitu, el paso es transicional aunque el cambio litológico es brusco, está constituido por calizas laminares, y chérticas, dolomías, micríficas, limolitas calcáreas, limolitos, calizas-intraclásticas, todas ellas caracterizadas por su elevado porcentaje de cuarzo dentrítico del tamaño de limo, su espesor varía de 160 a 380 m.

b) Caliza Porosa Basal.

Secuencia calcárea dolomítica constituida por calizas dolomíticas porosas deslenables, sueltas con niveles de brecha calcárea, limolita laminares, dolomias finas y algunos niveles oolíticos con niveles arcillosos (Illita) de origen diagenético. Se ha determinado espesores de 60 a 180 m.

c) Dolomía San Judas

Es la primera secuencia de dolomías alternados con niveles de dolomías finas. En esta unidad se ha definido regionalmente dos barras, denominadas San Judas y Piñon; estas facies constituyen el tipo de roca que alberga la mineralización de Zinc. En la barra San Judas; a la fecha se han diferenciado un manto, en el cual el tipo de mineralización es de Fluído de Zinc. Se tiene espesores de 200 a 390 m.

d) Caliza Neptuno.

Similar en litología a la caliza porosa basal, representa la segunda secuencia porosa, la diferencia esta en la posición estratigráfica y en la distribución de las capas, un rasgo regional característico de esta unidad, es una secuencia de calizas oolíticas (facies de Zinc dolomitizadas con niveles arcillosos al igual que la caliza porosa basal) su espesor varía entre 20 y 170 m.

e) Dolomía San Vicente.

Es la segunda secuencia de dolomías ooides con niveles de dolomía finas, que son receptoras de la mineralización de Zinc, en esta unidad, se ha definido seis barras: Sillapata, Aynamayo, Uncush, San Vicente, Palmapata y Aguada Blanca.

En la barra San Vicente se ha detectado en la zona sur 5 mantos de Zinc del tipo cebrá y un manto de Zinc del tipo masivo, estratigráficamente muestran control definido ocupando las capas intermedias a inferiores, los espesores son muy variados y van de 30 a 300 m.

f) Caliza Uncush.

Esta constituida por calizas negras bituminosas laminares en la base y masiva al techo de toda la secuencia, constituye la unidad guía para efectuar correlaciones estratigráficas, ya que representa un evento tectónico sedimentario importante a nivel global de otro lado la litología es bien diferenciable y típica sólo de esta unidad lo que le da la categoría de unidad guía para todo el Pucará, su espesores varían de 25 a 150 m.

g) Dolomía Alfonso

Es la tercera secuencia favorable para albergar la mineralización de Zinc, en esta unidad se ha desarrollado la barra Alfonso, cuya litología es similar a las otras dos unidades, la diferencia radica en la distribución estratigráfica así como en el grado de dolomitización y el tipo de estructura diagenética que se ha desarrollado, la cual representa el mayor o menor grado de receptividad a la mineralización, en esta secuencia se ha detectado varios mantos pero su distribución es errática y aislada, de otro lado las dimensiones son pequeñas respecto a San Vicente, la variación de espesores es de 20 a 170 m.

h) Caliza Arcopunco

Tercera secuencia porosa similar a los anteriores, la diferencia esta en la posición estratigráfica y en la distribución areal de los afloramientos, ya que esta unidad aflora al Norte de la mina y al Sur de Sillapata, su espesor es de 100 a 280 m.

i) Dolomía Colca

Cuarta secuencia dolomítica favorable para albergar Zinc constituida de dolomías finas, con niveles de dolomías ooides, se ha detectado escasos indicios de mineralización de Zinc siendo necesario mayores estudios. El espesor varía de 30 a 50 m, probablemente sea mayor el espesor ya que infrayace al cabalgamiento de la granodiorita Utcuyacu.

j) Unidades Superiores

Constituye los niveles calcáreos sobre las secuencias favorables, litológicamente están constituidas por calizas laminares, dolomíticas, chérticas y nodulares, con niveles de dolomías micríticas, alcanza un espesor de 80 m.

A.4 Rocas Cenozoicas

A.4.1. Granito San Bartolomé

Se encuentra al SE de la mina a manera de stocks no continuos y es de composición diferente a los otros granitos ya observados. Presenta en su composición plagioclasa, cuarzo, biotita, muscovita, clorita y minerales accesorios, reconociéndolo como un granito sub-alcalino, se le considera de una edad más reciente que el grupo Pucará, se le ubica en el terciario.

A.4.2. Sub-Volcánicos

Dentro de las labores mineras así como en superficies se tiene diques, placolitos y sillas que cortan la secuencia sedimentaria pero estan dolomitizados, la composición es intermedia a ácida en algunas áreas muestran relación con piritización.

A.4.3. Intrusivos Menores

Son pequeños cuerpos de tonalistas granodioritas, que afloran a lo largo del contacto entre el Pucará y el Mítu. En la mayoría de los casos origina ligero metamorfismo de contacto del tipo de marmolización.

A.4.4. Formación La Merced

Constituye una secuencia de conglomerados, areniscas continentales y presentan antiguos cursos de ríos que estan localizados a lo largo del valle de Chanchamayo, se consideran del Plio - Pleistoceno.

A.4.5. Cuaternario

Son depósitos actuales tanto de aluviales, coluviales deslizamientos derrumbes, etc, que son consecuencia del modelado del paisaje actual y nos indican la morfología dinámica del valle de Chanchamayo.

2.3 Geología Estructural

A. Generalidades

En la Mina San Vicente y sus alrededores se presentan varios rasgos estructurales muy importantes que están relacionados en general con uno de los principales eventos estructurales del Perú: la orogénesis andina y subandina. Al oriente de la cordillera de los Andes se produjeron plegamientos y fallamientos inversos y normales; la deformación que sufre la masa rocosa corresponde a estructuras que encajan en el Estilo Andino, deformación que ha sido originada por fuerzas compresivas que en conjunto determinaron el plegamiento, sistemas de fracturación e indirectamente en la formación de plegamiento, sistemas de fracturación e indirectamente en la formación de brechas y contactos.

En la zona de pliegues son asimétricos hacia el Este y están asociados a fallas inversas de alto ángulo que buzaban hacia el Oeste.

Se observa fracturas de distensión, planos de estratificación, fallas de todo tipo y abundantes diaclasas. Estas microestructuras presentan las siguientes relaciones de campo:

a) Posición de la Estructura Cebra

La estructura cebra así como cebra incipiente con algo de mineral cebra estéril y fracturas de distensión son paralelas entre sí y estas a su vez paralelas ó subparalelas a las capas; así como la estructura cebra tipo flama ó disturbada.

b) Existen dos juegos de fracturas de distensión

Fracturas paralelas a subparalelas a los límites de las capas este juego de fracturas nos permite seguir el rumbo y buzamiento de la estratificación constituyendo como elementos guías. Fracturas transversales a las capas, se tienen dos juegos de fracturas de distensión que están rellenas de calcita en muchos casos la abundancia de estas fracturas forman brechas de reemplazamiento que se observa por la presencia de calcita relleno las fracturas ó límites de capas.

c) Fallas de diferentes tipos

La mayor parte corresponden a fallas de desgarre y fallas inversas conjugadas a la compresión principal Este - Oeste observándose también algunas fallas normales.

Las macrofallas en la mayoría de los casos se observa como planos curvos, esta curvatura del plano de falla hace que una falla inversa se transforme a normal ó viceversa.

d) Diaclasas

Son abundantes predominando 3 juegos principales, dos perpendiculares entre sí y a la estratificación y un juego paralelo ó subparalelo a la estratificación, este último es paralelo al juego de fracturas de distensión y a la estructura cebra.

Se observan 3 lineamientos importantes:

d.1 El lineamiento Puntayacu NE. Se observa un sistema de fallas NE con buzamiento hacia el W, al parecer habría controlado la instalación de la barrera así como el sistema de fallas Alicia que son longitudinales.

d.2 Por otra parte el cruce del lineamiento Puntayacu NE con el Ayala NW y Puntayacu SE estaría conformando que hacia el Sur de esta tenemos las evidencias de mineralización de Zinc, así como la ocurrencia de fallas del sistema NS de desgaste e inversas que tienden ponerse al NW cuando se aproxima al río Puntayacu.

d.3 Hacia el Sur se puede decir que estaría enmarcado dentro del cruce del lineamiento Campana con el probable lineamiento Uncush NE, no siendo muy consistente este último.

A.1. Marco Estructural.-

Tanto en interior mina como en superficie se han identificado 4 sistemas principales de fallamiento:

- Sistema N-S
- Sistema E-W
- Sistema NE-SW
- Sistema NW-SE

A.1.1 Sistema N-S

Las fallas N-S en un contexto regional, constituyen fallas de margen de cuenca durante la sedimentación del Pucará: cambios bruscos de facies Alicia al este de la mina que controla la sedimentación entre la mina Norte y Qda. Vilcapoma y la falla Solitaria al oeste de la mina que durante la tectónica andina habría servido como zona de despegue del sobreescurreamiento del granito Tarma.

En interior mina: estas estructuras son esencialmente paralelas a la estratificación (los rumbos pueden ser ligeramente variables) con buzamiento bajos al Oeste, sus desplazamientos son inversos (modelo de barajas), pero han sido reactivadas con movimientos normales de menor intensidad. Ocasionalmente, estas cortan a la estratificación y estaría indicando rampas de corrimiento que aún no han sido bien definidas.

A.1.2. Sistema E-W

Tienen generalmente alto ángulo de buzamiento hacia el Norte, sus desplazamientos son normal-dextral (pitch 30 E). Probablemente sean una variación del sistema NE-SW. buenos exponentes de este sistema se encuentran al norte de la coordenada 21,600 en el nivel 1750; así por ejemplo la falla 1640 que correlaciona en superficie con la falla Colca Sur Centro, que ha desplazado cerca de 50 m. el manto San Vicente Techo hacia el Este.

A.1.3. Sistema NE-SW

Tiene buzamiento generalmente al NW y su movimiento es dextral normal ($< 20^\circ$), éste sistema pertenece al lineamiento Puntayacu que es un conjunto de fallas con un ancho de más de 400 mts de alcance.

A.1.4. Sistema NW-SE

Son también de alto buzamiento al SE; ocasionan desplazamiento senestral-normal principalmente. Las fallas 860 y 1220 son los mejores exponentes en interior mina. Se originaron como fallas tensionales de un desgarre senestral de las andes, fallas tensionales de un desgarre senestral de las grandes fallas longitudinales; dando en conjunto esfuerzos

compresivos E-W , que es lógico considerando el contexto tectónico regional de escamas cabalgantes de rumbo N-S.

2.4 Geología del Yacimiento

2.4.1 Mineralización

La mineralización en la mina San Vicente ocurre en el grupo Pucará, cuyo ambiente de sedimentación parece ser característico de costas someras. Descansa sobre las capas rojas y el grupo mitu, es un yacimiento estratoligado, ocurre principalmente en el horizonte dolomítico San Vicente, el horizonte San Vicente es una dolomía con grados variables de recrystalización y de grano fino a grueso, la mineralización es constituída principalmente por esfalerita y además por galena. Entre los minerales ganga se tiene la dolomita calcita, pirita y materia orgánica, la mineralización ocurre como relleno de espacios vacíos, asociados con la dolomía de grano grueso formando rítmicas también como granos aislados en la dolomía de grano fino. La temperatura de formación de estos depósitos del tipo Mississipy Valley, la esfalerita se formó a temperatura entre 70 °C y 120 °C, y los sedimentos Pucará entre 135 °C y 162 °C. La mineralización ocurrió en dos estados:

- 1) Un estadio temprano de mineralización durante la diagénesis, y
- 2) Un estadio tardío de mineralización hidrotermal que ocurrió después de la diagénesis.

2.4.2 Estructuras Internas

En San Vicente se puede observar (3) clases de estructuras en los mantos que son:

A. Estructura Bandeada

Es la típica mena bandeada ó tipo cebra, en donde el sulfuro principal es la esfalerita de color marrón-negra-amarilla, etc, de cristalización fina no ferrífera (blenda rubia). La galena se presenta en pequeñas cantidades, es errática compacta a finamente cristalizada con diseminaciones de pirita fina.

La estructura cebra consiste en venas paralelas de el sentido transversal, y generalmente es paralela a la frecuencia sedimentaria.

B. Estructura Brechada

El tipo brecha son fragmentos angulosos de esfalerita masiva, esfalerita bandeada y dolomita, cementados con venas de calcita y/o dolomita se considera que esta mineralización se ha formado a expensas de la mineralización tradicional entre la cebra y la brecha. Esta estructura presenta sus cajas definidas salvo el caso que se encuentre en zonas donde ha actuado bastante el tectonismo.

C. Estructura Masiva

Consiste en esfalerita de grano fino distribuídas en pequeños lentes compactos con la dolomita gris clara; recrystalizada este tipo de mineralización esta ligada a mantos de gran potencia y con alto contenido de Zinc.

La mineralización se encuentra en los contactos con el material volcánico, adoptando una forma similar a una escarpela, aquí se puede decir que habido una removilización de la esfalerita concentrándose en partes y determinando la forma masiva.

2.4.3 Paragénesis y Zoneamiento

La Dolomita San Vicente es la principal unidad de la mineralización. La paragénesis mineral es muy simple con esfalerita como los únicos minerales mena; el contenido en Zinc puede alcanzar hasta el 30%. Los grados porcentuales del yacimiento son 11.8% Zn y 0.8 % de Pb. La Pirita forma parte de la paragénesis, pero siempre está presente en pequeñas cantidades. Hay presencia de trazas de marcasita, calcopirita, bornita y otras sulfosales. En la Mina San Vicente, el mineral forma cuerpos lentiformes localizados en ciertos horizontes. Dichos horizontes conteniendo uno ó mas lentes, se denomina mantos. Estos lentes mineralizados están generalmente paralelos a la estratificación y no presenta una gran continuidad lateral; la máxima logitud de uno de dichos lentes raramente se extiende mas de 300 m. Los registros de mina indican que la elongación máxima de los lentes es Norte - Sur normalmente. Su potencia varian de unos decimétros a unos pocos metros.

En los mantos de alta ley los contactos a techo y piso con la dolomita encajante son agudos. Los lentes mineralizados están afectados localmente por bastantes fallas normales. La disolución kárstica reciente a producido importantes brechas de colapso no consolidadas que contiene importantes cantidades de minerales.

La secuencia paragenética de San Vicente puede ser estudiada fácilmente en las generaciones de cristalización de las rítmicas y fábricas relacionadas, así como en la brechas hidráulicas. La secuencia paragenética es simple y constante a través de todo el yacimiento.

Puede ser resumida en cada una de las generaciones del siguiente modo:

- I Dolomita y Esfalerita cristalinas medias
- II Esfalerita ó Dolomita Esparítica y
- III Galena ó Dolomita Esparítica y Bitúmen masivo y calcitas

Subordinandos:

En la generación (I) cristaliza escasa pirita, principalmente como granos muy pequeños los cuales son Euhedrales en parte.

En la generacion (II), la pirita es aún poco frecuente y forma pequeñas inclusiones en la esfarelita y en la dolomita. Algunas veces las inclusiones de pirita como también de marcasita siguen los planos cristalográficos de la esfalerita de generación II.

En la generación (III) únicamente se observan granos de pirita muy diseminados y de tamaño pequeño. La pirita aparece en lugares con abundantes inclusiones y muy pequeñas en la esfarelita.

La esfarelita aparece en las generaciones I y II. En la I es de grano fino, presentando intercrecimiento con la dolomita. La esfarelita de la generación II es gruesamente cristalina presentando subgeneraciones, la últimas de las cuales es comunmente amarilla pálida.

La mayor cantidad de galena ocurre en la generacion III. Una pequeña cantidad está como relleno de espacios intergranulares en las primeras generaciones, la galena es comunmente mucho menos abundante que la esfalerita. Sin embargo hay capas en las que la galena es mucho mas abundante que la esfarelita. En estas capas la galena cristaliza generalmente antes de la mayor parte de la esfarelita.

La posición paragenética de la esfarelita y de la galena está claramente entre la dolomita cristalina fina a media de la generación I y la dolomita cristalina gruesa de la generación III. La dolomita cristalina gruesa de la generación III y la dolomita esparítica paragenéticamente posterior que forman la matriz de las brechas hidráulicas son esencialmente post-mineralización.

Los parches de bitúmen masivos son los últimos en ser formados como lo denotan su aparición en huecos (similares a geodas) en la dolomita esparítica. La dolomita esparítica además, es anterior al sistema regional de fallas que afectan el área.

2.4.4 Génesis del Yacimiento

Para explicar su génesis, existen diversidad de opiniones en considerarlo netamente epigenético ó singenético; la tendencia en considerarlo epigenético radica exclusivamente en la existencia de intrusivos en la región, posibilidad que ha sido descartado por la no relación de tales intrusivos con la mineralización. Se puede decir que difícilmente se trata de un reemplazamiento relativo de la caliza dolomítica por el sulfuro de Zinc de origen hidrotermal, sino más primeramente se habría depositado una capa delgada de sulfuro de Zinc de grano fino y luego sucesivamente más grueso.

Al cabo de este período podría haberse iniciado una fase de movimientos, resultando en plegamientos y corrugamiento de las capas de caliza y sulfuro de Zinc., después de un gradual endurecimiento del material plegado (Diagénesis), los últimos movimientos pasan a manifestarse en forma de brechas, fracturas y fisuras. Al final, los espacios vacío, dejados por todos estos procesos, pueden haberse rellenado casi totalmente con carbonato de calcio y magnesio (calcita y/o dolomita).

Tenemos las siguientes condiciones para afirmar que es un yacimiento de origen singenético:

- a) Las estructuras bandeadas (Ritmitas).
- b) La uniformidad y congruencia de la mineralización en los estratos.
- c) La gran extensión de la zona mineralizada en el grupo Pucará
- d) Las fracturas y fallas transversales a los estratos no están mineralizadas.
- e) La presencia de piritita framboidal.
- f) La estilolitización paralela a los estratos.
- g) Estructuras geopetales y coloformes.
- h) En los contactos del grupo Pucará con los intrusivos no hay metamorfismo de contacto.
- i) Ausencia de una asociación entre la mineralización y las rocas ígneas.
- j) Su origen formacional es típico de un ambiente reductor y la relación estrecha de los horizontes mineralizados con la materia orgánica.

Condiciones para afirmar que el yacimiento es de origen epigenético:

- a) Desarrollo de procesos mineralizantes como relleno de cavidades kársticas, relleno de fisura y reemplazamiento metasomático.
- b) Los cuerpos mineralizados son principalmente concordantes del tipo estratoligado.
- c) Manifestación de alteración hidrotermal, como dolomitización.

2.4.5 Controles de Mineralización

Se ha determinado tres (3) clases de controles geológicos de mineralización.

A. Control Genético de Deposición

En muchos mantos se observa la terminación del manto mineralizado contra otras estructuras entrecruzadas del tipo cebrá sin mineral lo que indicaría el límite de la cuenca sedimentaria.

B. Control Estructural

Algunas veces los mantos se encuentran más ricos a un lado de la falla y/o diques de brecha y/o pliegues debido a la removilización de la esfalerita por acción del tectonismo.

C. Control Litológico

La dolomitización al igual que la pirita y el bitúmen y los cólitos están de algún modo acompañado al mineral en las cajas piso ó techo de los mantos.

2.5 Reservas Minerales

En la mina San Vicente, se han realizado agresivos programas de exploraciones y desarrollos, para descubrir mayores reservas, manteniéndose siempre sobre 1,0 por cada tonelada extraída. Al 31 de Diciembre de 1996 las reservas alcanzaron las siguientes cifras: 5.596.175 TM. 0,91% de Pb. y 12,27% de Zn, entre mineral probado y probable. Se considera para este cálculo altura mínima de minado 3 mt, para lo cual las potencias menores a esta distancia han sido diluídas, además se ha tomado como ley mínima explotable 5 % de Zn.

GRAN TOTAL RESERVAS GEOLOGICAS

	CERTEZA	POT.	% Pb	% Zn	TONELAJE
MINA SAN VICENTE	Probado	3,58	1,06	14,37	2.218.482
	Probable	3,43	0,93	12,20	2.043.613
		3,53	1,02	13,53	4.262.095
EXPLORACIONES NORTE-SUR	Potencial	3,03	0,62	8,88	1.334.080
		3,03	0,62	8,88	1.334.080
	Probado	3,58	1,06	14,37	2.218.482
	Probable	3,43	0,93	12,20	2.043.613
	Potencial	3,03	0,62	8,88	1.334.080
GRAN TOTAL		3,40	0,91	12,27	5.596.175

Incremento de Reservas en el Año 1996	% Zn	TONELAJE
IIP	9,50	100.000
SVT	8,00	200.000
Alfonso	7,50	50.000
San Judas	8,50	150.000
	8,40	500.000

Este incremento de Reservas esta ya incluido en el Gran Total de 5'596,175

CUADRO DE RESERVAS

1992 (T.M.)	1993 (T.M.)	1994 (T.M.)	1995 (T.M.)	1996 (T.M.)
4.535.000	4.584.000	4.298.000	4.562.000	4.262.095

A. Procedimientos de Cálculo

A.1 Reservas de Mineral

Tonelaje total de mineral cuyo valor económico promedio debe estar por encima de la ley mínima explotable equivalente a % en Zn.

Tonelaje total de mineral cuyo valor económico promedio debe estar por encima de la ley mínima explotable equivalente a % en Zn.

A.2 Mineral Posible

Mineral adyacente al mineral cubicado (probado + probable), no forma parte del total de reservas.

A.3 Mineral Potencial

Mineral observado sólo en afloramiento, no forma parte del total de reservas.

A.4 Altura Mínima de Minado

La altura mínima de minado se ha considerado 3,0 mt, y se ha convertido las potencias menores de 3,0 mt. verticales a esta altura.

A.5 Ancho Promedio Calculado

Se calcula de esta manera
(Longitud * ancho muestreado)

A.6 Potencia Real (m).

Es la que se mide en secciones transversales correspondientes y es perpendicular a las cajas.

a) Potencia Diluida (m)

Es la potencia calculada en función del ancho de minado, depende de la potencia, el buzamiento del manto y de la sección de la labor.

b) Dilución

Es el material Estéril que se mezcla con el mineral minable (Mena, marginal y submaginal) al efectuarse la explotación (menores a 3,0 mt.)

A.7 Leyes Altas Erráticas

Son valores poco frecuentes que merecen un tratamiento adicional para el cálculo de la ley promedio de una labor ó tramo; en el caso de San Vicente se consideran leyes altas erráticas si exceden de 30 % para el Zinc y 3,8 % para el Pb.

B. Bloques de Reserva

B.1 Clasificación

Los bloques de reserva se han clasificado de la siguiente manera:

B.1.1 Por su Certeza

a) Mineral Probado

Mineral reconocido por una labor de desarrollo horizontal con una influencia máxima de 10 m. (paralela a la misma) siempre que dicha corrida sea mayor de 20 m. cuando la longitud desarrollado es menor de 20 mt. se tomará el 50 % de la misma como influencia vertical, su certeza es de 95 %.

b) Mineral Probable

Mineral ubicado inmediatamente adyacente al probado, con un límite máximo de 10 mt, adicionales ó del 50 % de la longitud desarrollada cuando se aplique igual procedimiento al

mineral probado adyacente, en ningún caso será mayor de los 20 mt. entre el mineral probado y probable, su certeza es del orden del 80%.

B.1.2 Por su Accesibilidad :

a) Accesible

Mineral disponible de manera inmediata y es de fácil acceso.

b) Eventualmente Accesible

Mineral que requiere de labores adicionales para su acceso, es inmediato.

c) No Recuperable

Mineral que existe en puentes (superior e inferior) y/o pilares dentro de los bloques explotados y/o la producción, no forma parte del gran total de reservas minerales.

B.1.3 Por su Valor

a) Mena

Mineral cuyo contenido fino cubre los costos de producción, administración y genera cantidades.

Para estos cálculos se ha considerado una ley mayor de 8.27 % en Zn.

b) Marginal

Mineral cuyo valor cubre los costos de producción administración, siendo su rango mayor ó igual a 7,4 % Zn, forma parte del gran total de reservas.

c) Submarginal

Mineral cuyo valor cubre los costos de producción y parcialmente los costos de administración, se considera una ley mayor ó igual a 7,1 % Zn, forma parte del gran total de reservas.

d) Low Grande

Mineral que cubre los costos fijos de producción y se considera una ley mayor a 5,0 % Zn., forma parte del gran total de resevas.

e) Informativo

Mineral que ha sido reconocido por alguna labor (Trincheras, cruceros y/o sondajes diamantinos), pero que debido a sus leyes y/o potencia del manto no se ha continuado con laboreo minero. En nuestro caso se ha considerado el mineral con menos de 5,0 % en Zn, no forma parte del gran total de reservas.

B.2 Bloqueo

a) Forma: La forma, dimensiones y tamaño de un bloque esta supeditado a criterios geológicos y geométricos.

b) Nomenclatura: Los bloques se numeran a partir de superficie y se agrupan en función de los niveles principales de la mina.

c) Diseño: Se basa principalmente en el criterio geológico (fallas y/o controles de minerales).

d) Altura: Cuando el mineral ha sido desarrollado en una sola labor y no se ha interpretado controles de la mineralización, el bloque estará definido por un rectángulo.

B.3 Símbolos

Mineral por su Valor (Color)

- Mena Rojo
- Marginal Naranja
- Low Grade Amarillo
- Informativo Celeste

Mineral por su certeza

- Probado Achurado con punto
- Probable Achurado con línea diagonal

C. Valorización

Cotización Valor Unitario

Zn : 1100 \$/TM 1% Zn = \$ 5,31

Pb : 0,2586 \$/TM 1% Pb = 1,60

Equivalencia

1 % Pb = 0,3167 % Zn

2.6 Exploraciones

Se ha programado realizar intensos programas de perforación diamantina de corto y largo alcance que permitirá conocer mejor el potencial de la mina, orientándose a descubrir nuevas reservas en el yacimiento. Es así como se ha logrado incrementar la relación de cubicación (TM/m avance) gracias a las antes citadas mejoras de orientación de las exploraciones y desarrollos. Estas reservas se ubican sobre el nivel 1455 (m.s.n.m.) y hasta el nivel 1870 en la zona norte donde además se cuenta con los niveles intermedios 1570, 1592, 1652, 1709 y 1750.

Para el año 97, se tiene programado realizar perforaciones diamantinas en interior mina, en una longitud aproximada de 9.060 mt, así como en superficie en una longitud de 7.200 mt, con la finalidad de cubicar 600.000 TMS de mineral, con un presupuesto asignando de US\$ 2.509.917.

Los trabajos de exploración se desarrollan actualmente en los siguientes prospectos: Arcopunco, Huacrash, Uncush Sur (Radio Mina San Vicente), Palmapata, Pichita Caluga. (Exploraciones Nacionales).

ARCOPUNCO

Se ejecutaron 3,994 mt. de perforación Diamantina en el Programa de Exploración desde superficie durante el año 1995, y 3,322 durante el año 1996 (Julio 96).

Se obtuvieron resultados alentadores que están permitiendo delinear la ubicación de mantos mineralizados correspondientes a la extensión hacia el Norte de las zonas mineralizadas de la mina.

Los sondeos con mineralización económica:

<u>Sondajes</u>	<u>Alfonso</u>	<u>S. V. Techo</u>	<u>Ayala</u>
DDH-A-11	3 mt. 6 % Zn.	-----	-----
DDH-A-21	-----	3 mt. 4 % Zn.	3 mt. 4 % Zn.
DDH-A-23	-----	3 mt. 7 % Zn.	3 mt. 3 % Zn.
DDH-A-32	-----	4.4 mt. 12.3 % Zn.	-----

El mineral posible de acuerdo a estos resultados puede ser:

<u>TM.</u>	<u>Pot. (mt.)</u>	<u>% Pb.</u>	<u>% Zn.</u>
749.456	3,00	0,50	6,68

UNCUSH SUR

Se tiene afloramientos a lo largo de 1 Km. en la estructura Alfonso.
El mineral posible es:

<u>TM.</u>	<u>Pot. (mt.)</u>	<u>% Pb.</u>	<u>% Zn.</u>
378.231	2,18	1,13	13,07

HUACRASH :

Presentan evidencias de mineralización económica en superficie, dentro de un contexto geológico similar al de la Mina San Vicente, por lo que se están realizando 250 mt. de galería de exploración y 1000 mt. de sondajes Diamantinas.

Las posibilidades del área de albergar un yacimiento grande son similares al de la Mina San Vicente.

2. 6. 1Etapas de Exploración

a). - En superficie:

- Reconocimiento geológico regional: interpretación de imágenes y fotografías aéreas (Escala 1/100000 y 1/50000).
- Delimitación de zonas prospectivas: estratigrafía detallada y mapas a escala 1/25000 y 1/10000,

También se realiza geoquímica de suelos.

- Cartografía de detalle (ejecución de caminos, trochas, trincheras, muestreo de afloramientos), se trabaja en escala 1/1000.
- Etapa de perforaciones diamantinas y/o labores mineras.

b). - En interior mina:

- Delimitación de zonas favorables.
- Sondajes diamantinos.
- Labores de exploración (escala 1/500)

Para las perforaciones realizadas en interior mina, se cuenta con 06 perforadoras diamantinas, 03 de ellas de de marca Diamec y 04 de marca Long Year. Los resultados obtenidos en el presente año se muestran en los siguientes cuadros:

EQUIPOS DE PERFORACION DIAMANTINA

MAQUINA	ALCANCE MAX.(m.)	DIAMETRO (#)	Año ADQUISICION
DIAMEC 250	350	-----	ENE - 1984
DIAMEC 251	350	AW , BW , AQ , BQ	NOV - 1988
DIAMEC 260	425	AQ , BQ , NQ	DIC - 1984
LONG YEAR 38	935	AQ , BQ , NQ , HQ	-----
LONG YEAR 44	1325	AQ , BQ , NQ , HQ	ABR - 1995
LONG YEAR 44	1325	AQ , BQ , NQ , HQ	AGO - 1995
LONG YEAR LF-70	500	BQ, NQ.	JUN - 1996

(#) AQ = 1,875" AW = 0,875
 BQ = 2,345" BW = 1,250
 NQ = 2,965"
 HQ = 3,762"

METROS PERFORADOS POR LINEA

	1991	1992	1993	1994	1995	1996
Linea AWL	1545	2522	3673	2807	1804	1996
Linea BXB	4356	5549	8017	5781	5606	6395
Linea NXB	1180	1809	432	1178	1150	1755
Linea XRP	1093	1093	163	--	--	--
Linea BQ	--	--	--	--	1703	2500
Linea HQ	--	--	--	--	--	3000
Linea NQ	--	--	--	--	--	2700
Total (m)	8174	12285	8610	9532	10263	18346
Labores Explor	3352(#)	1311(#)	171	167	724	1608

(#) Labores de exploración y desarrollo en mineral.

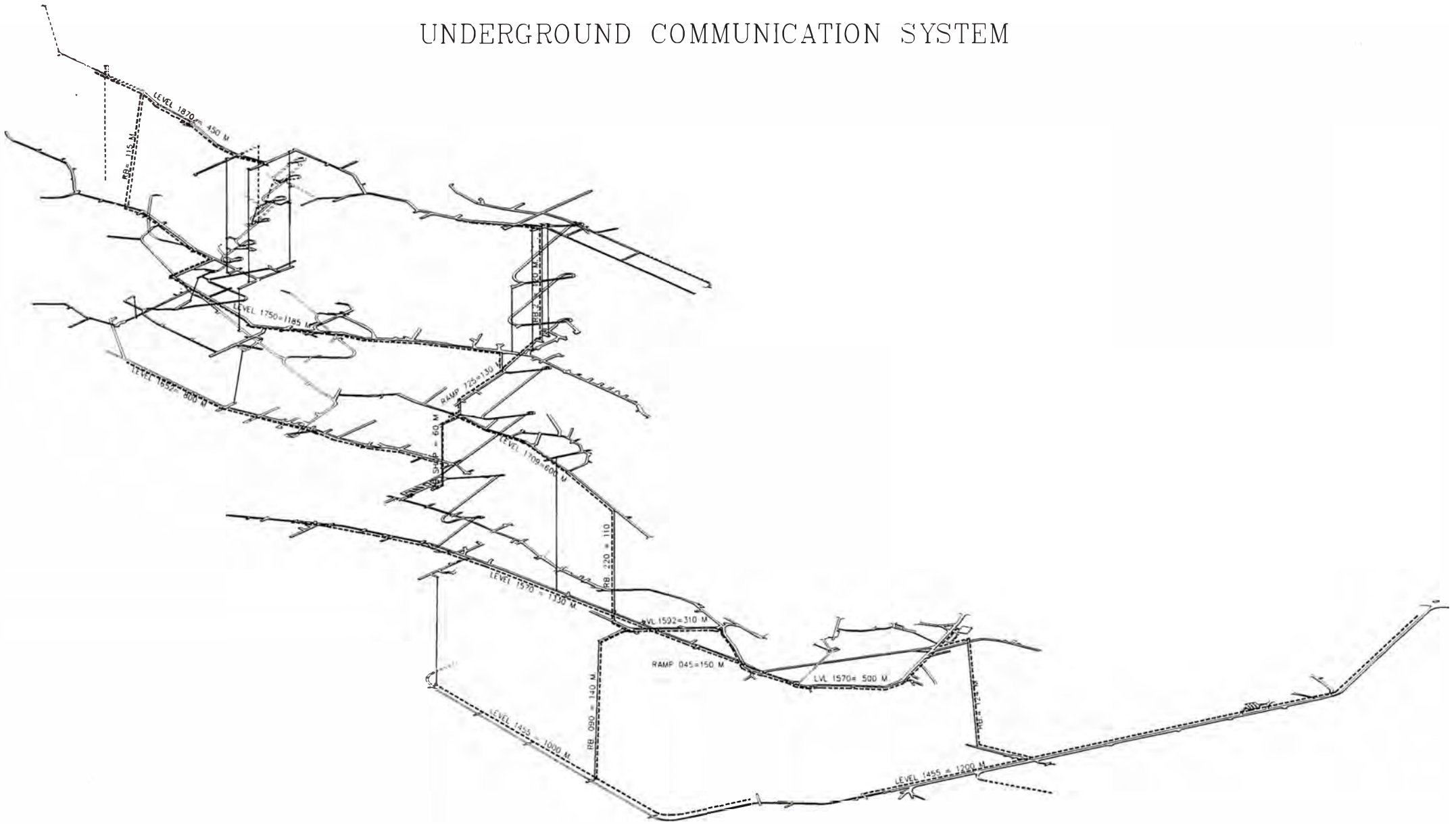
2.6.2 PROGRAMA QUINQUENAL DE EXPLORACIONES Y PERFORACION DIAMANTINA

	1996	1997	1998	1999	2000
DDH Mina	9060	7600	7600	7200	7000
DDH Superficie	7200	4000	4500	4000	4000
Labores Mina	1478	1300	1000	1100	1000
Labores Superficie	250	600	600	600	600

2.6.3 INVERSION EXPLORACIONES INTERIOR MINA Y SUPERFICIE (\$ US)

LABORES	1991	1992	1993	1994	1995	1996
EXPLOR. SUPERFICIE	2.164.351	1.120.336	1.099.100	1.152.947	932.045	1.109.645
EXPLOR. MINA	1.237.64	1.514.754	1.140.250	888246	1.017.594	1.400.272
TOTAL	3.402.216	2.636.080	2.240.025	2.041.193	1.949.639	2.509.917

UNDERGROUND COMMUNICATION SYSTEM



CAPITULO III CONSIDERACIONES MINERAS

3.1 Descripción de la Mina

Por las características del yacimiento, la mina está dividida en áreas de trabajo, correspondiendo la ubicación de cada área de acuerdo a las coordenadas teniendo como referencia la coordenada 20000 N, la cual divide a la mina en zonas norte y sur. La mina tiene distribuidas estas áreas en tres niveles de trabajo las cuales se comunican por rampas y accesos principales. Las operaciones unitarias son: perforación, voladura, limpieza, acarreo y sostenimiento cuando se requiere.

Para el traslado del mineral proveniente de las áreas de trabajo se cuenta con echaderos, dependiendo su ubicación y cantidad de acuerdo al diseño de minado.

3.2 Métodos de Explotación

Conocida la geometría del yacimiento, se ha visto por conveniente dividir a lo largo de secciones longitudinales los blocks mineralizados en áreas de explotación debidamente definidas, las cuales tienen dimensiones entre 60 a 450 mts de largo, 20 a 100 mts de altura y la potencia de la estructura que está en un rango entre 2 a 4,5 mts. El método de explotación es corte y relleno ascendente. Existen 2 variantes de este método, los cuales son: minado por lonjas y minado por cámaras y pilares.

La aplicabilidad de cada variante depende de las características físicas y estructurales de los mantos, entre las cuales se puede mencionar la competencia de las rocas encajonantes, la presencia de fallas, alteraciones y potencia de las estructuras.

1.-Minado por lonjas.- Aplicado al minado de los mantos San Vicente Techo (SVT) y Alfonso, que presentan las siguientes características:

- 1.1.-Presencia de un solo manto bien definido.
- 1.2.-Buzamiento promedio de 20 .
- 1.3.-Altura de minado promedio de 3.5 mts.

Cálculo del % de Recuperación de mineral.- Por tratarse de una estructura parecida a una tabla, es posible representarla gráficamente en una vista plana en planta con una buena aproximación e ir acumulando el avance mensual para delimitar el perfil final de los pilares. Este control nos permite calcular el mineral remanente en pilares desde Enero a la fecha.

A este porcentaje se le añade el porcentaje de mineral adyacente a la caja piso y techo que no es factible de recuperarse por saltos de falla, condiciones estructurales u operativas dentro del tajeo y que se ha estimado en un 5% de acuerdo al análisis de secciones geológicas.

2.-Cámaras y pilares.- Método de minado tradicionalmente empleado en esta mina para los mantos I, II, III, Ayala y Jesus, que presentan las siguientes características:

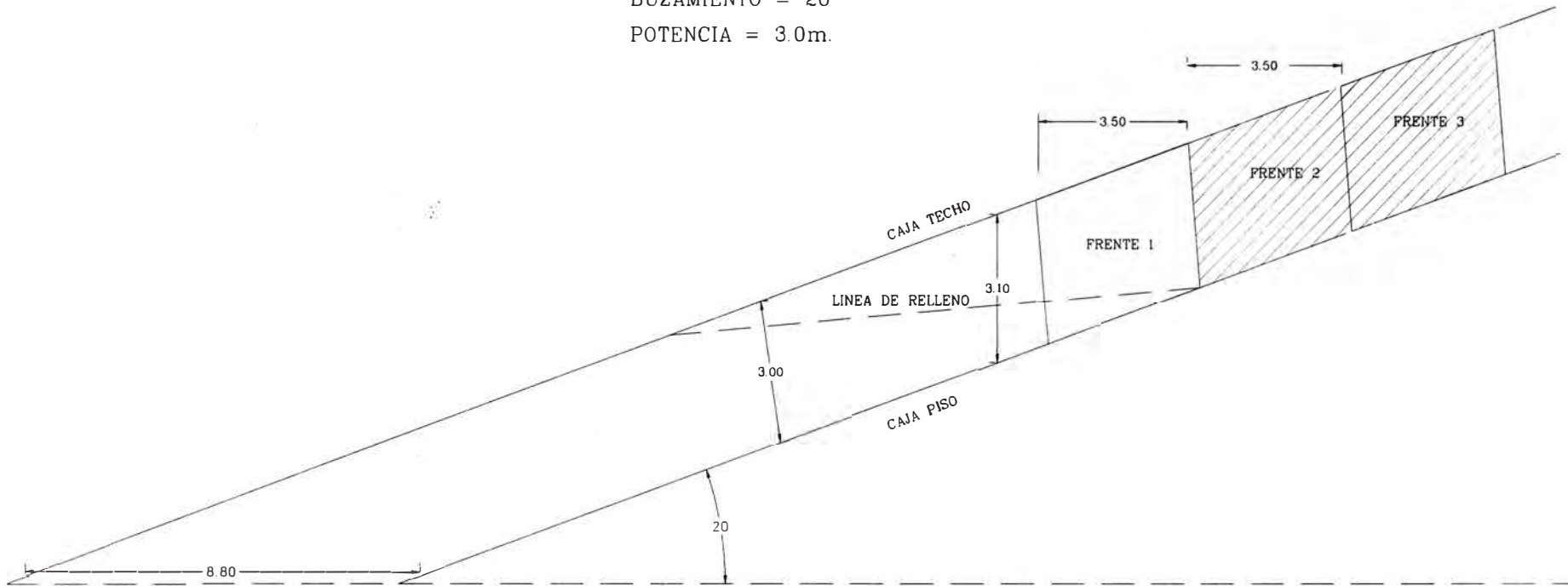
- 2.1.-Presencia de varios mantos en una misma area de trabajo.
- 2.2.-Buzamiento variable entre 30 a 60 .
- 2.3.-Altura de minado promedio de 4,5 mts.

Cálculo del % de Recuperación de mineral.- En estas condiciones, no es posible emplear una metodología similar a la anterior ya que produce distorsiones muy grandes con respecto a lo

VARIANTE 1


BUZAMIENTO = 20°

POTENCIA = 3.0m.



FASE

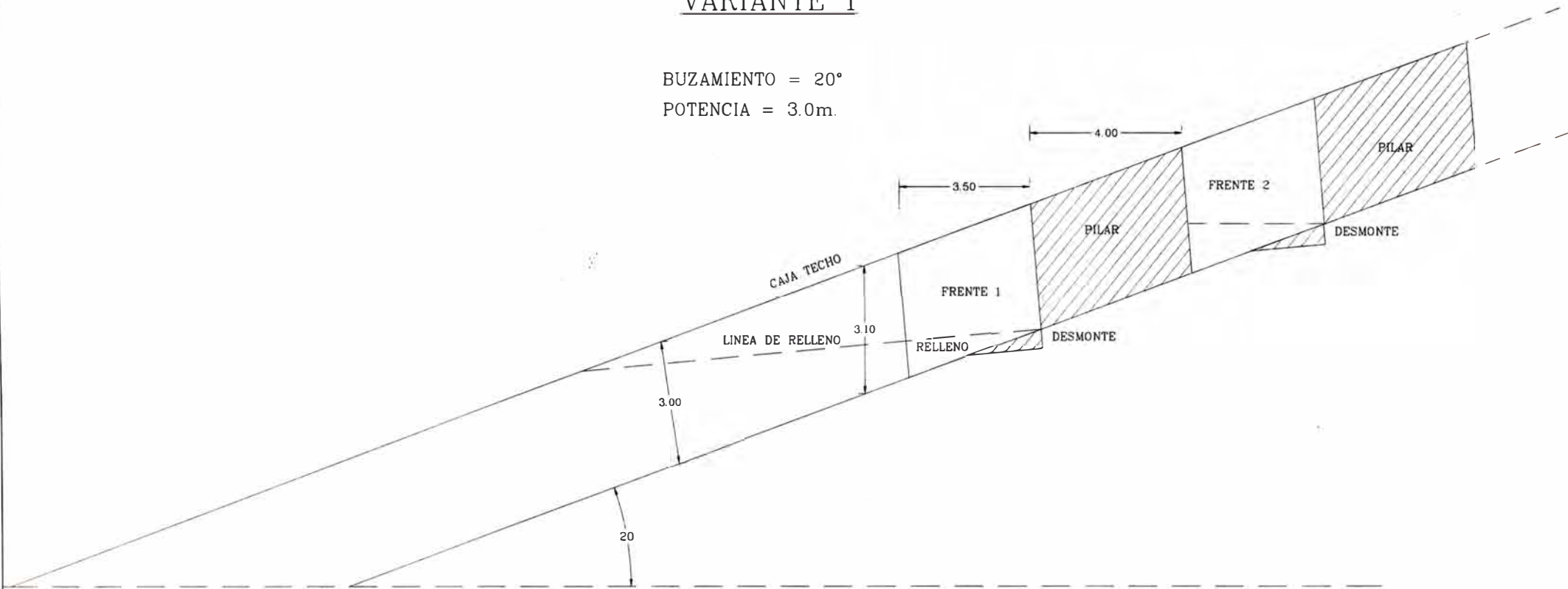
- 1 - DESARROLLAR FRETE 1
- 2 - RELLENAR A NIVEL DEL PISO DEL PROXIMO FRETE
- 3 - DESARROLLAR FRETE 2

PLANO DIBUJADO EN COMPUTADORA	 COMPANIA MINERA SAN IGNACIO DE MOROCOCHA S A Unidad San Vicente - Dpto de Ingenieria
ESCALA S/E	PLANO
FECHA DIC 1996	"MINADO POR LONJAS" SECCION MIRANDO AL NORTE

VARIANTE 1


BUZAMIENTO = 20°

POTENCIA = 3.0m.



FASE

- 1.- DESARROLLAR FRETE 1
- 2.- CORTAR CAMARAS
- 3.- RELLENAR A NIVEL DEL PISO DEL PROXIMO FRETE
- 4.- DESARROLLAR FRETE 2

PLANO DISEÑADO EN COMPUTADORA	 COMPANIA MINERA SAN IGNACIO DE MOROCOCHA S.A. Unidad San Vicente - Dpto de Ingenieria
ESCALA S/E	PLANO
FECHA DIC 1996	"MINADO POR PILARES" SECCION MIRANDO AL NORTE

observado en el terreno; es por esto que mes a mes se calcula el volúmen total de la zona de trabajo (cámaras ya existentes mas un área de influencia tanto en horizontal como en vertical) y el volúmen de mineral extraído. Con estos dos parámetros se calcula la recuperación de dicho tajeo en el presente mes.

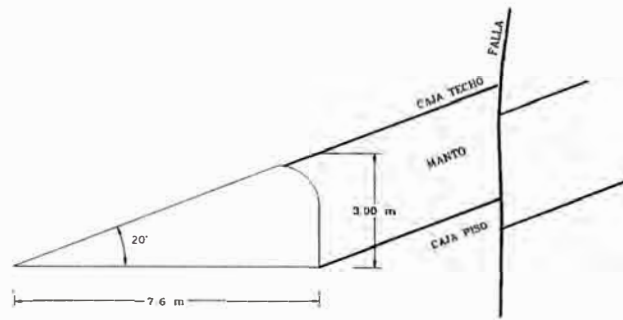
DILUCION : El cálculo de la dilución se hace empleando las secciones geológicas transversales, que son actualizadas a detalle mes a mes por el departamento de geología, según el resultado del mapeo correspondiente.

Una vez que esta información ha sido actualizada, se procede a digitalizarla, para hacer el cálculo de las áreas de desmonte y mineral con el empleo de la computadora, y, repitiendo este procedimiento con varias secciones se hallan los promedios de la relación desmonte: mineral y dilución.

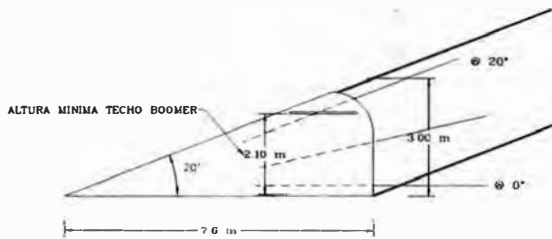
Esta información obtenida mes a mes se pondera con el tonelaje para poder acumularlo de Enero a la fecha.

Una vez delimitadas las áreas de trabajo, el acceso de los equipos y personal se realiza por medio de labores perpendiculares a las rampas de operación. Habiendo una altura de trabajo entre 3 a 4 mts entre el techo y el piso de la labor, el minado consiste en realizar “cortes” para obtener mineral fragmentado, el cual es extraído hacia la Planta Concentradora. El corte básicamente es realizado por la perforación y la voladura; luego si el caso lo requiere se hace sostenimiento preventivo con pernos swellex. Una vez limpiada la labor se procede al relleno para tener nuevamente una luz de 3,5 mts entre el techo y el piso que permita continuar el ciclo de explotación.

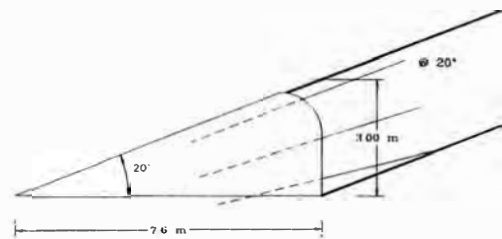
Debe mencionarse la existencia de rampas de operación y rampas de servicio, las primeras son las de acceso a las áreas de trabajo, ubicadas al techo del manto o al piso en otros; por ésta transitan equipos con carga hacia los echaderos, mientras que las rampas de servicio son las que sirven de comunicación entre las rampas de operación.



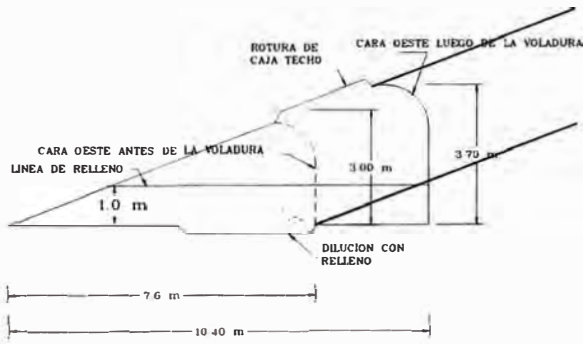
SECCION TIPICA
PRIMER PISO MINADO POR LONJAS



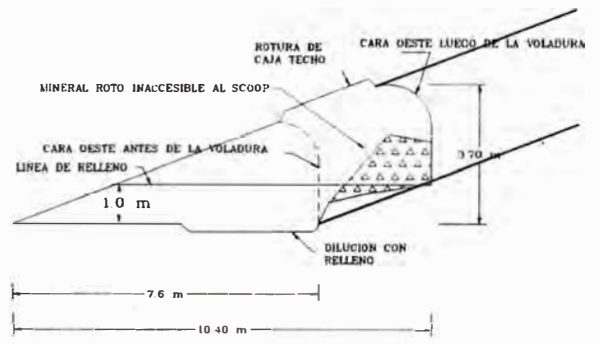
UBICACION DE TALADROS DE DESQUINCHE
Y ALTURA MINIMA DE TAJO PARA PERFORACION
CON VIGA DE 12' Y TALADROS DE 11'



UBICACION DE TALADROS DE DESQUINCHE
CON UN EQUIPO QUE PUEDA PERFORAR PARALELO
AL MANTO EN ESTAS CONDICIONES



SECCION DEL TAJO ANTES Y DESPUES DE LA VOLADURA
CON UBICACION DE LA ALTURA DE RELLENO



SECCION DEL TAJO ANTES Y DESPUES DE LA VOLADURA
CON UBICACION DE LA ALTURA DE RELLENO

DILUCION AL ROMPER CAJA PISO	16.0 %
DILUCION AL ROMPER CAJA TECHO	3.0 %
DILUCION CON RELLENO EN LA LIMPIEZA	5.0 %
DILUCION TEORICA	24.0 %
DILUCION ADICIONAL POR COND. GEOLOGICAS	4.0 %
DILUCION REAL	28.0 %

DILUCION AL ROMPER CAJA PISO	10 %
DILUCION AL ROMPER CAJA TECHO	5.0 %
DILUCION CON RELLENO EN LA LIMPIEZA	5.0 %
DILUCION TEORICA	11.0 %
DILUCION ADICIONAL POR COND. GEOLOGICAS	4.0 %
DILUCION PROYECTADA	15.0 %

PLANO DIBUJADO
A COMPUT

SIMS COMPANIA MINERA SAN IGNACIO DE MOROCOCHA S A
Unidad San Vicente - Dpto de Ingenieria y Proyectos

ESCALA:
S/E

PLANO

FECHA:
DIC 1996

CONTROL DE DILUCION

3.3 Operaciones Unitarias

3.3.1 Perforación

La perforación se realiza con máquinas perforadoras Jumbo electrohidráulico tipo Boomer H-126, donde la fuente principal de perforación es la energía eléctrica. Son máquinas de un brazo hidráulico (un perforadora) diseñados para trabajar con barrenos de 12 pies y brocas de botones de 41mm de diámetro.

Con Características:

- Ancho de gatas contraídas 1,65m., Estradas 10m.
- Altura con la caseta abajo 2,10m y la caseta arriba 2,80m.
- Radio de curvatura interno 2,80m y externo 4,80m
- Longitud del brazo 6,87m.

TIPOS DE PERFORACION

- **FRENTES.**- Los frentes que se realizan son muy variables, generalmente son galerías y cruceros para explotación de mineral; y para labores de preparaciones y avances ya sea de subida, bajada y/o horizontal. Generalmente está conformada por 36 taladros.
- **DESQUINCHE.**- Después de realizada las galerías en mineral se procede a “lonjear”, es decir son perforaciones paralelas al buzamiento que permiten pasar hacia otro piso; nos permite obtener volumen de mineral. Para cámaras y pilares se desquincha dejando los pilares; pero para corte y relleno no hay determinación. Generalmente se realizan de 40 a 100 taladros por guardia.
- **REALCES.**- Este tipo de perforación comunmente se lleva a cabo en desmonte para levantar altura de los accesos y cortadas después de realizado el relleno hidráulico, éste mismo desmonte es “pampillado” en estas labores por los scoops; no tienen dirección determinada. Generalmente se realizan hasta 80 taladros por guardia.
- **BREASTING.**- Generalmente después de realizado el relleno hidráulico en los tajos; no se tiene altura de Equipo para realizar el siguiente corte; por ello se realizan taladros horizontales y perpendiculares al buzamiento, teniendo la voladura dos caras libres. Generalmente se realizan 12 taladros por disparo.

ESTANDARES DE PERFORACION

	1991	1992	1993	1994	1995	1996
Brocas de Boton (pies perf./cu)	9091	6667	7143	6667	7675	8718
Barras de Extensión (pies Perf/cu)	9091	8333	9091	9091	10482	11696

3.3.2 Voladura

El material explosivo utilizado es dinamita y anfo, además de los accesorios propios de voladura tales como: fulminantes de retardo tipo faneles, noneles, mecha rápida, cordón detonante, etc.

Para lograr una fragmentación adecuada de la caliza dolomita o la esfalerita en las rocas medias, se usa tandas en desquinche.

ESTANDARES DE VOLADURA PARA AVANCES (EXPLOR/DESARR/PREPARACIONES)

Factor de Potencia	1991	1992	1993	1994	1995	1996
Explosivo (kg/mt)	25,1	22,3	26,6	34,8	35,4	40,1
Fulminates (cu/mt)	13,0	12,2	12,4	18,3	18,6	21,4
Guía Seguridad (mt/mt)	8,3	7,9	12,8	13,5	13,7	16,2
Guía Pentacord (mt/mt)	3,9	4,5	4,6	5,8	6,4	7,5

ESTANDARES DE VOLADURA PARA EXPLOTACIÓN

Factor de Potencia	1991	1992	1993	1994	1995	1996
Explosivo (kg/tms)	0,20	0,21	0,31	0,35	0,40	0,43
Fulminate (cu/tms)	0,12	0,04	0,17	0,18	0,21	0,22
Guía Seguridad (mt/tms)	0,16	0,13	0,14	0,20	0,36	0,39
Guía Pentacord (mt/tms)	0,07	0,07	0,10	0,08	0,07	0,07

3.3.3 Acarreo y Transporte

Una vez roto y fragmentado el mineral y/o desmonte es necesario su evacuación. Para realizar esto se emplean Scoops los cuales tienen capacidades de 3 ½ y 6 yardas cúbicas. Estos equipos trabajan en una distancia promedio de 250 mts. en tajeo hasta las cámaras de acumulación.

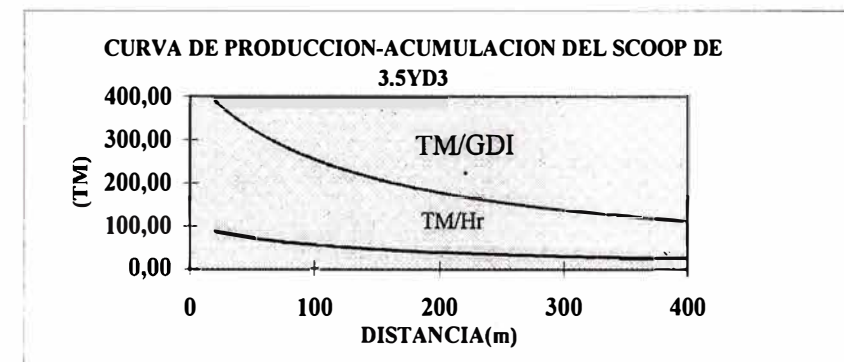
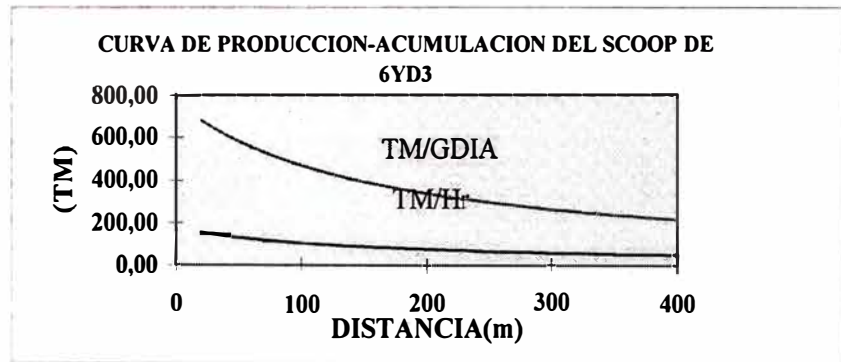
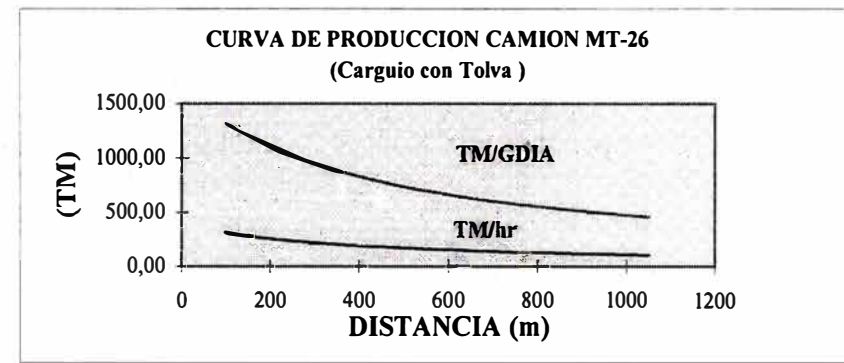
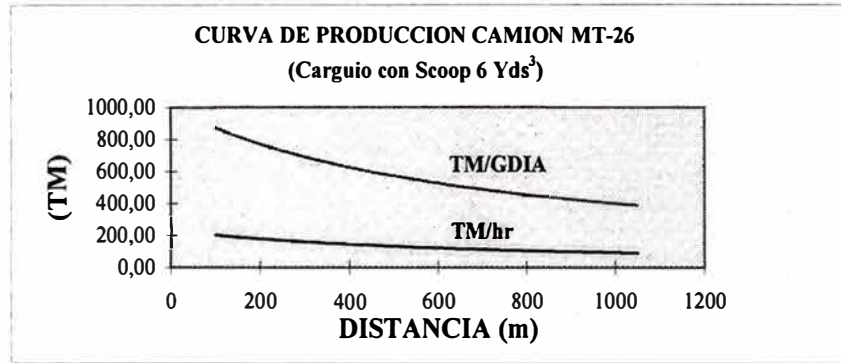
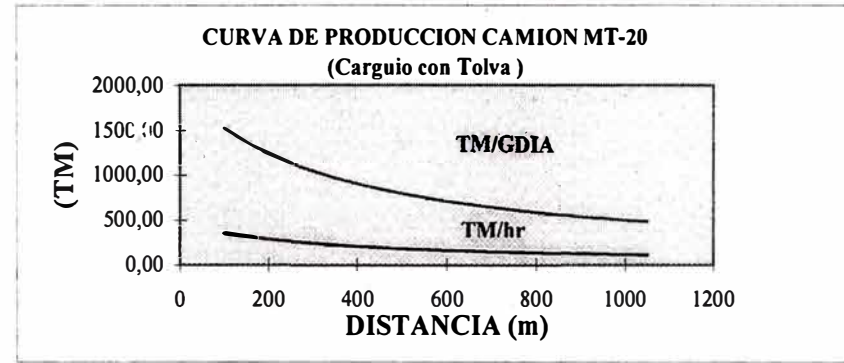
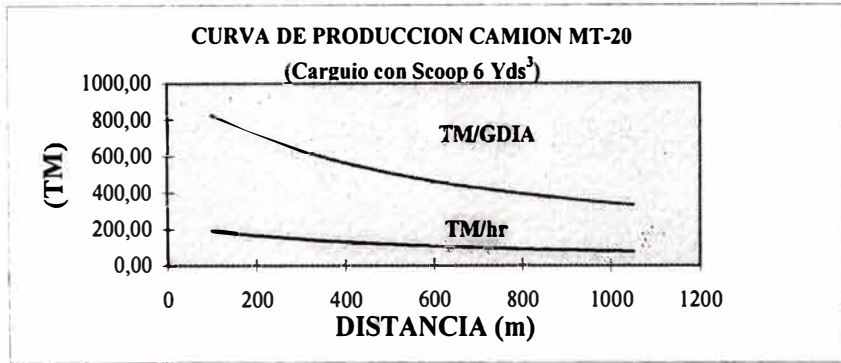
A distancias entre 250 a 1,100 mts. se utilizan camiones de bajo perfil con capacidades de 13, 20 y 26 TM. (niveles 1592, 1652, 1750).

3.3.4 Sostenimiento

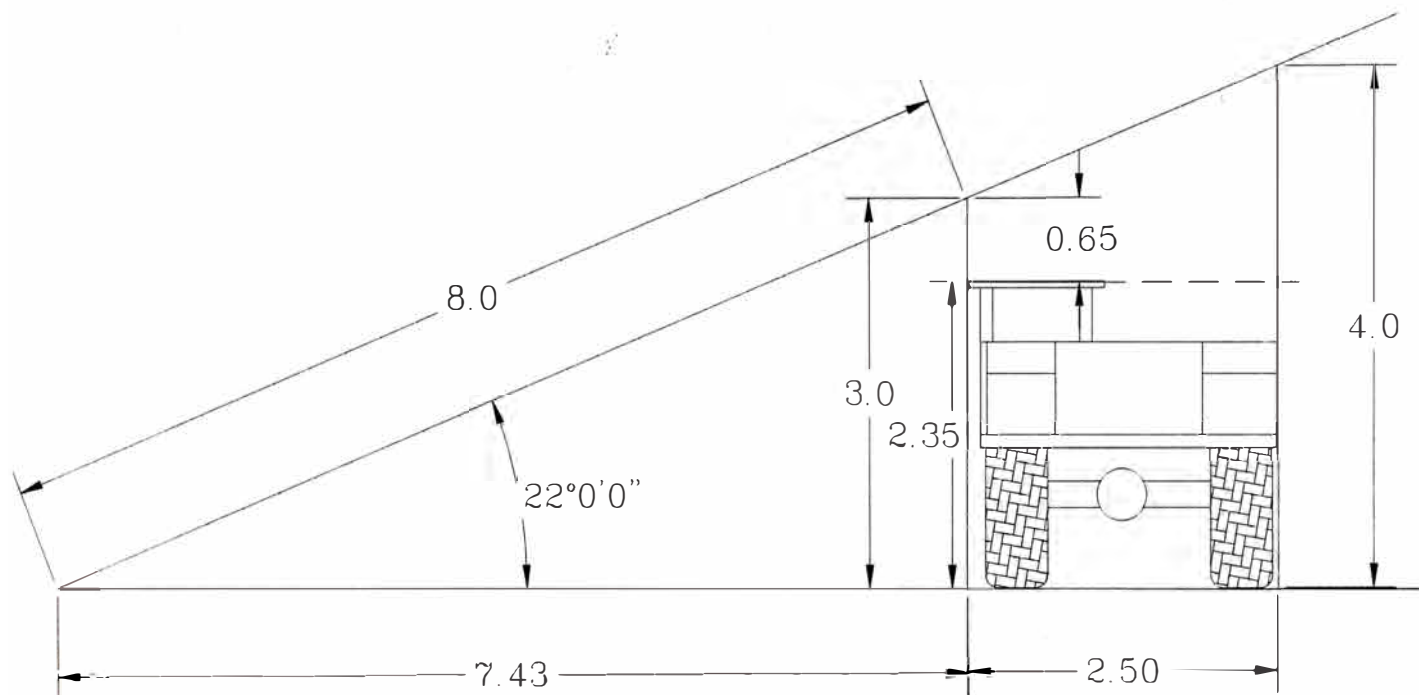
La filosofía de diseño planteada para el sostenimiento definitivo en labores permanentes, se basa en el principio de que la masa rocosa alrededor de la excavación puede convertirse en un arco de sustentación. Rocas con pocas discontinuidades y alta resistencia de compresión generalmente no requieren ningún tipo de sostenimiento, sin embargo rocas fracturadas y/o sometidas a altos esfuerzos de campo, requieren aplicación sistemática de un refuerzo. En San Vicente se utilizan pernos cementados de 1" \varnothing y 3/4" \varnothing y de 10 pies de longitud, concreto lanzado con y sin fibra metálica, malla metálica (de fierro corrugado o electrosoldada) cerchas de concreto y cimbras metálicas, para crear un arco de sustentación que asegure la estabilidad de la labor. Las pruebas de arranque de los pernos cementados nos dan resistencias de hasta 15 ton., sin que el perno sea arrancado. El concreto lanzado está diseñado para una resistencia mínima de 210 Kg/cm².

En los tajeos se utilizan pernos de anclaje Swellex de 10' de longitud, los cuales nos han dado buenos resultados debido a que las vibraciones ocasionadas por la voladura, no afectan la capacidad de soporte del perno; en pruebas de arranque realizadas nos han dado una resistencia de 9 tm, sin que el perno sea arrancado, lo que ocurre es que falla por desgarre de la bocina.

Rendimientos Camiones y Scoops



SCOOP DE 6YD3 EN UN TAJEO DE MINADO
DIMENSIONES MINIMAS



3.3.5 Relleno Hidráulico

Se utiliza el relave obtenido al final del proceso del tratamiento del mineral en la planta concentradora. Este relave es clasificado en ciclones, el 75% representa gruesos que son bombeados a la Mina, y el 25% son finos que son espesados en un espesador de 65' de diámetro, para posteriormente ser enviado a las canchas de relave.

BOMBEO DE RELLENO HIDRAULICO MINA

BOMBA	MODELO	CAPAC.(m3/hr)	Ø TUBERIA	DENSIDAD PROM. (gr/lt)
MARS # 1	H-180	95	5" o 6"	1300
MARS # 2	H-180	80	5"	1300
MARS # 3	H-225	140	6"	1300

Tubería de Fierro Schedule 80 de 5" instalada : 4,5 Km.

Tubería de Fierro Schedule 80 de 6" instalada : 3,5 Km.

El desgaste estimado es de las tuberías de Fierro Schedule 80 es de 1 mm./año.

METROS CUBICOS DE RELLENO

Año	1991	1992	1993	1994	1995	1996
m3	230.617	254.440	257.264	258.854	256.920	253.502

HORAS DE OPERACION DE LAS BOMBAS

CODIGO	MARCA	MODELO	FECHA DE ADQUISICION	HORAS (*)
110 - 801	MARS	H - 180	1974	19012
110 - 802	MARS	H - 180	1982	20761
110 - 803	MARS	H - 255	1988	38674

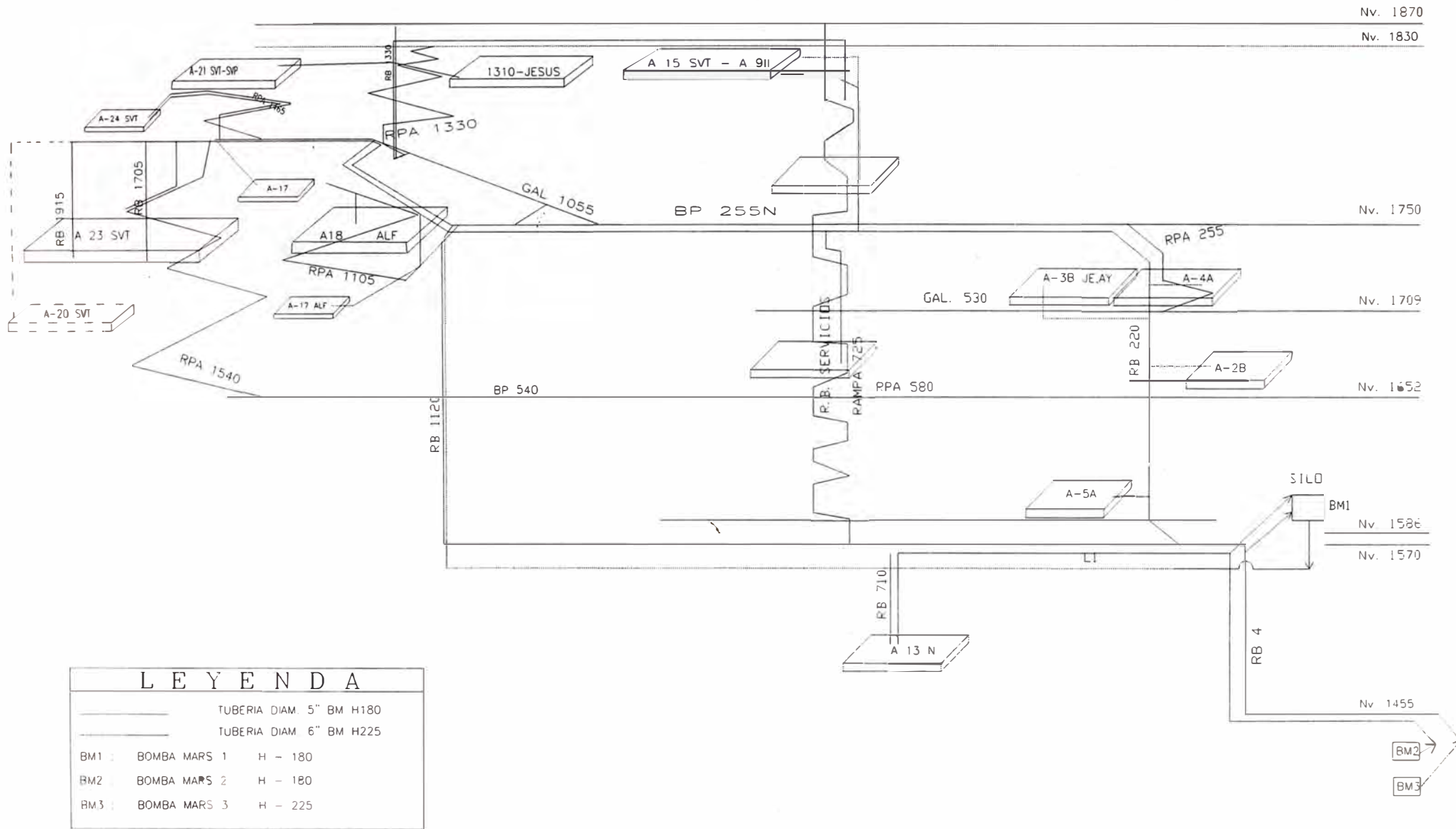
(*) Acumulado a Junio 96.

3.3.6 Extracción

El nivel principal de extracción es el 1455 en el cual se ubican tres echaderos principales, destacándose que en uno de ellos se tiene instalado una chancadora de quijada, marca COMESA de 24" por 36", obteniéndose un producto de -8". Este es el nivel que comunica los echaderos con la tolva de gruesos, la extracción se realiza por medio de locomotoras y carros mineros.

La distancia de los echaderos a la tolva de gruesos (Tolvin) en la planta concentradora es de 1,8 Km. La locomotora Jeffrey del nivel 1455 jala un convoy de 70 TM con carros de 10 TM (6yd3) de capacidad. En el Nv. 1570, la extracción es con una locomotora Clayton que jala 11 carros mineros de 5,5 TM, y se dispone de una chancadora de quijada de 24"x36" en el raise borer 2.

UNIFILAR DE RELLENO HIDRAULICO



PLANO DIBUJADO EN COMPUTADOR COMPANIA MINERA SAN IGNACIO DE MOROCOCHA S A
Unidad San Vicente - Dpto de Ingenieria

ESCALA S/E PLANO
FECHA DIC 1996 UNIFILAR DE R/H

LOCOMOTORAS TROLLEY Y CARROS MINEROS

NIVEL	LOCOMOTORA	CAPACIDAD MINEROS	CARROS CONVOY	TROCHA	L/F 60 lb. INSTALADO	STANDAR TM/hr
1455	JEFFREY	10 TM	70 TM	0,90 m.	2,8 Km.	180
1570	CLAYTON	5,5 TM	70 TM	0,60 m.	1,9 Km.	140

3.4 Producción y Productividad

Desde la década de los 70 el incremento de la producción ha sido casi constante tal como se puede observar en el cuadro siguiente:

CUADRO DE PRODUCCION ANUAL

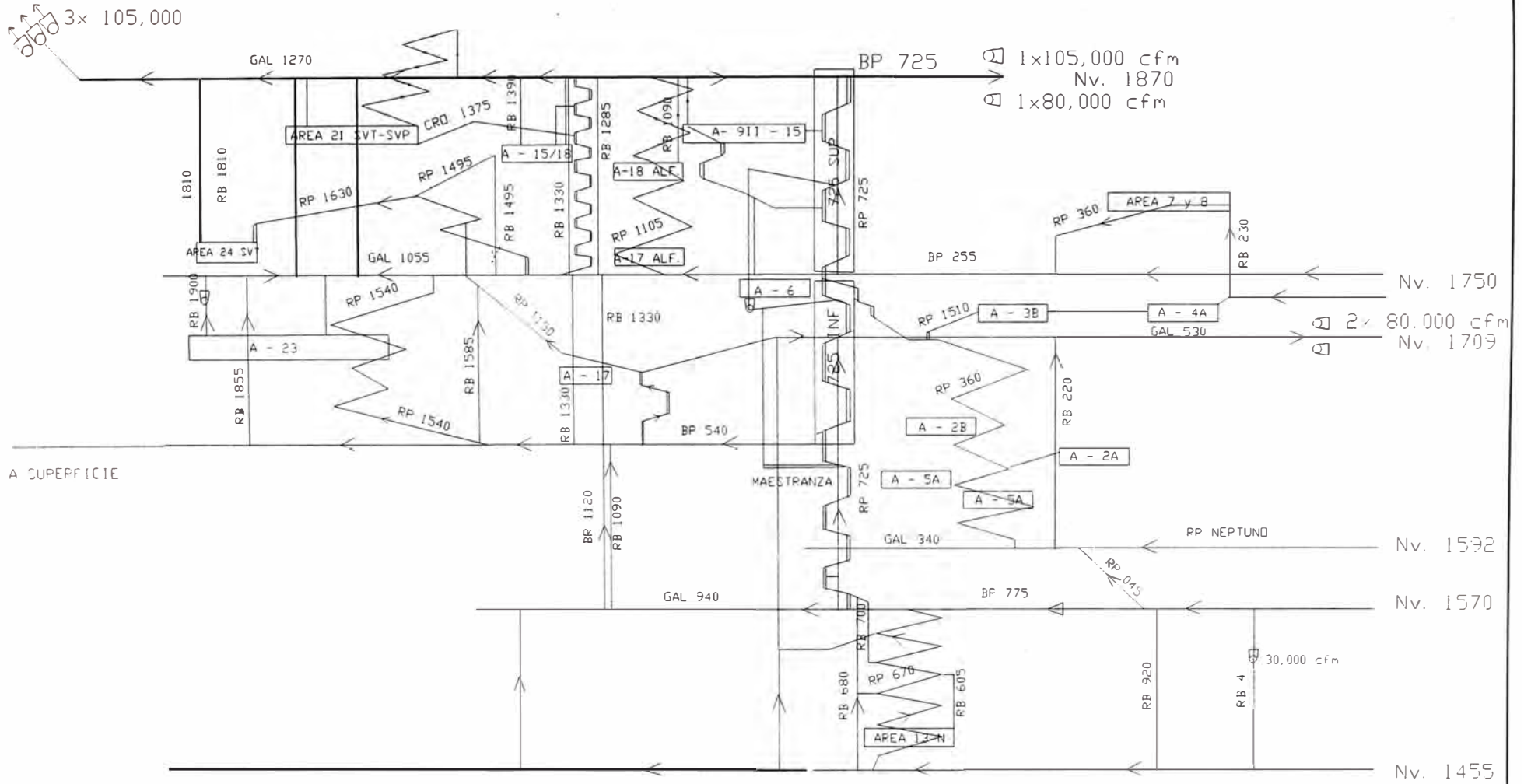
AÑO	ZONA SUR	ZONA NORTE	CANCHA NORTE	TOTAL
1970	79.104	- . -	- . -	79.104
1971	146.662	- . -	- . -	146.662
1972	180.359	- . -	- . -	180.359
1973	88.673	131.108	- . -	219.781
1974	169.536	100.317	- . -	269.853
1975	163.712	110.411	- . -	274.123
1976	210.361	138.849	- . -	349.210
1977	206.556	199.864	- . -	406.420
1978	189.365	200.975	- . -	390.340
1979	191.111	203.420	- . -	394.531
1980	165.799	254.522	- . -	420.321
1981	100.045	313.015	- . -	413.060
1982	92.264	442.960	- . -	535.224
1983	53.123	517.340	- . -	570.463
1984	12.709	614.534	- . -	627.243
1985	- . -	657.915	- . -	657.915
1986	- . -	722.094	- . -	722.094
1987	- . -	649.756	- . -	649.756
1988	- . -	791.754	- . -	791.754
1989	- . -	809.220	30.854	840.074
1990	14.890	640.821	58.435	714.146
1991	24.019	610.333	91.975	726.327
1992	77.068	623.526	48.090	748.684
1993	10.607	733.839	34.894	779.340
1994	- . -	799.122	- . -	799.122
1995	33.067	765.059	- . -	798.126
1996	- . -	800.500	- . -	800.500

**CUADRO ESTADISTICO OPERACION- PRODUCTIVIDAD
MINA SAN VICENTE**

		Promedio Mensual 1995	Promedio Mensual 1996
1	T.M.S. Mineral Mina	66.511	67.900
2	T.M.S. Mineral Tratado	66.404	67.971
3	T.M.S. Concentrado de Zinc	8.984	9.265
4	T.M.S. Concentrado de Plomo	592	668
5	T.M.S. Concentrado Zinc Fino	5.594	5.766
6	Radio Concentración Zinc	7,39	7,34
7	Radio Concentración Plomo	114,82	109.92
8	Pies Perforados en Explotación	238.438	249.743
9	Pies Perforados en Prep. y/o Desar.	64.278	71.549
10	TMS/Pie perforado (Explotación)	0,28	0,28
11	TMS. Cubicado Tajeos	66.511	70.417
12	TMS/Mt.de Avance (Exp.Des. y Prep.)	116,21	111,34
13	Dinamita Libras en Tajeos	23.404	20.284
14	Consumo Nitrato Libras en Tajeos	49.559	57.495
15	Factor de potencia Dinamita en Tajeos	0,35	0,29
16	Factor de Potencia Nitrato en Tajeos	0,75	0,82
17	m3 de Relleno Hidráulico	21.410	23.118
18	m3 de Relleno Mecánico	6.703	8.560
19	m3 Total Relleno	28.113	28.510
20	Capacidad de Relleno Hidráulico TMS.	37.896	41.116
21	% H.E.T. de Bomba de Relleno	51,00	61,56
22	% Utilizacion de Relleno Hidráulico	89,00	94,47
*23	H.E.O.B.M. Relleno Hidráulico	650,92	778,89
o24	Total H.N.O.E.P.	5.402	6.585
&25	T.M.S. + R.M./H.M.	15,11	13,16
26	Tareas Subsuelo Compañía	5.969	5.852
27	Tareas Superficie Compañía	5.907	5.548
28	Total Tareas Compañía	11.876	11.401
29	Tareas Subsuelo Administración Control.	584	401
30	Tareas Superficie Administración Cont.	1.589	1.453
31	Total Tareas Administración Controlada	2.173	1.854
@ 32	T.M.S./Tareas Subsuelo	10,18	10,92
@ 33	T.M.S./Tareas Total	4,73	5,13
34	Fuerza Producida, KW.	3.079.900	3.236.833
35	Fuerza KWH./T.M.S.	46,45	47,63
36	Perfor. Diamantina mts. lineales	717,76	753,74
37	Avance Explor. Desarrollo mts. Linea.	162,91	146,97
38	Avance Preparaciones y RB.mts.Lineales	436,60	538,41
39	Ton. Cub./Mts. Explor. y Desarrollo	87,91	126,13
40	Indice Frec. Acc.	15,00	9,6
41	Indice Sev. Acc.	3.426,00	311.7
42	Pies Perf.Explot.Prep y Des Maq. Jumbo	306.258	321.292

- (*) H.E.O.B.M. = Horas Efectivos de Operación Bomba Mars
(O) H.N.OPER. = Horas de Operación Equipo Pesado
(&) (T.M.S Mineral + Relleno Mecánico)/ Hora Máquina
(@) Tareas incluye planilla Simsa, Contratados y Administración Controlada.

SISTEMA DE VENTILACION



PROGRAMA DE PRODUCCION 1997

AREA	PROD. ANUAL	PROD. MEC.	EQUIPOS	HEB.
SUP	41.000 TM	3.400 TM	SUP	SUP
AREAS DE RECUPERACION	143.000 TM	12.000 TM	SUP	SUP
RECUP. RP 725	65.5000 TM	5.500 TM	SUP	SUP
AREA 911	21.000 TM	1.750 TM	SUP	SUP
AREA 15 SVT	20.909 TM	1.748 TM	SUP	SUP
AREA 18 SVT-SVP	19.100 TM	1.590 TM	SUP	SUP
AREA 21 SVT-SVP	69.240 TM	2.450 TM	SUP	SUP
AREA 24 SVT	70.500 TM	5.875 TM	SUP	SUP
AREA 20 SVT	25.000 TM	2.080 TM	SUP	SUP
AREA 23 SVT-SVP	101.300 TM	11.100 TM	SUP	SUP
AREA ALF 18	21.000 TM	1.750 TM	SUP	SUP
AREA ALF 17	15.750 TM	1.280 TM	SUP	SUP
AREA 18 ALF	66.400 TM	5.310 TM	SUP	SUP
HANTOS 11 y 111B-12	18.000 TM	1.500 TM	SUP	SUP
HANTOS 11 y 111B-13	48.000 TM	4.000 TM	SUP	SUP

BALANCE DE CAUDALES

REQUERIMIENTOS DE AIRE

POP EQUIPO PESADO : 440.000 CFM
 POP PERSONAL : 20.000 CFM
 POP EQUIPO LIVIANO : 100.000 CFM

+ 10 %

VENTILACION PRINCIPAL 660.000 CFM

CIRCUITO AL NIVEL 1870 N

CAUDAL = 315.000 CFM

TAJEDOS VENTILADOS

- AREA 23 (PB 1780, 1895)
- AREA 24 SVT, SVP (PB 1810)
- AREA 21 SVT, SVT (PB 1560)
- AREA 18 ALFONICO (PB 1090)
- AREA 1310 (PB 1315)
- NIVEL 1652 (PB 1855)

CIRCUITO AL NIVEL 1870 SUP

CAUDAL = 185.000 CFM

TAJEDOS VENTILADOS

- AREA 911 (PB 800)
- AREA 15 SVT (PB 1150)
- AREA 18 ALFONICO (PB 1090)
- AREAS 6 Y 10, 725 SUP E INF
- AREA 3B

CIRCUITO AL NIVEL 1709

CAUDAL 120.000 CFM

TAJEDOS VENTILADOS

- NIVEL 1455 (PB 4)
- AREA 15 N (PB 605)
- MAESTRANZA MITIA (PB 710)
- AREA 5A

La producción para los próximos 4 años se muestran en el siguiente cuadro:

PROYECCION DE PRODUCCION

	1997	1998	1999	2000
PRODUCCION (tms)	810.100	780.000	703.500	830.800
CONCENTRADO Zn (tms)	109.303	122.300	111.600	107.320

3.5 Servicios Mina

3.5.1 Ventilación

El sistema de ventilación es forzado (sistema aspirante). La ventilación principal es a través de 04 ventiladores de 105000 CFM y 01 de 55000 CFM ubicados en el Nivel 1870 y 02 Ventiladores de 60000 CFM ubicadas en el nivel 1709, lo que hacen en total 595000 CFM, que cubre los requerimientos de aire para el equipo pesado: 440000 CFM, equipo liviano: 100000 CFM, personal: 19500 CFM. y margen de seguridad (6 %): 35000 CFM, que hacen un total de 595000 CFM. El ingreso de aire fresco es por los niveles 1455, 1570 y 1750.

Se tiene una relación de 8500 m³ de aire de ventilación por tonelada de mineral extraído. La ventilación auxiliar es a través de ventiladores de 12000, 16000 y 30000 CFM empleados en los tajos y frentes de avances destinados a remover el aire viciado, además se cuenta con rampas, accesos, chimeneas raise bore que comunican tajos y labores con el fin de completar el circuito de ventilación adoptado.

El consumo de energía de los ventiladores en interior mina es de 1066 KW-hr. aproximadamente.

3.5.2 Aire Comprimido

Se cuenta con una casa compresora, compuesta por 3 compresoras de tornillo marca Centac, de capacidad nominal de 2500 CFM, 95 PSI cada una, utilizándose en las operaciones 2 de ellas, las cuales satisfacen las necesidades de aire comprimido para los diferentes usos en mina como son carguío de anfo, chuteo de tolvas neumáticas, bombas, Perforación Chimeneas Raise Borer, Perforación con máquina neumática, aplicación de concreto lanzado, etc.

Se cuenta con una instalación de:

12" diametro alvenius	1600 m.
8" diametro alvenius	900 m.
4" diametro polietileno	2000 m.

3.5.3 Drenaje

Las salidas principales de drenaje en la mina es por los niveles 1570 con un caudal de 300 lt/seg en promedio y el nivel 1455 con un caudal de 400 lt/seg. El agua del Nv. 1455 se utiliza una parte para todas las operaciones de la Planta Concentradora y Casa de fuerza y el resto a través de una tubería de PVC de 4" es distribuída para el consumo de las oficinas administrativas.

RED DE AIRE COMPRIMIDO

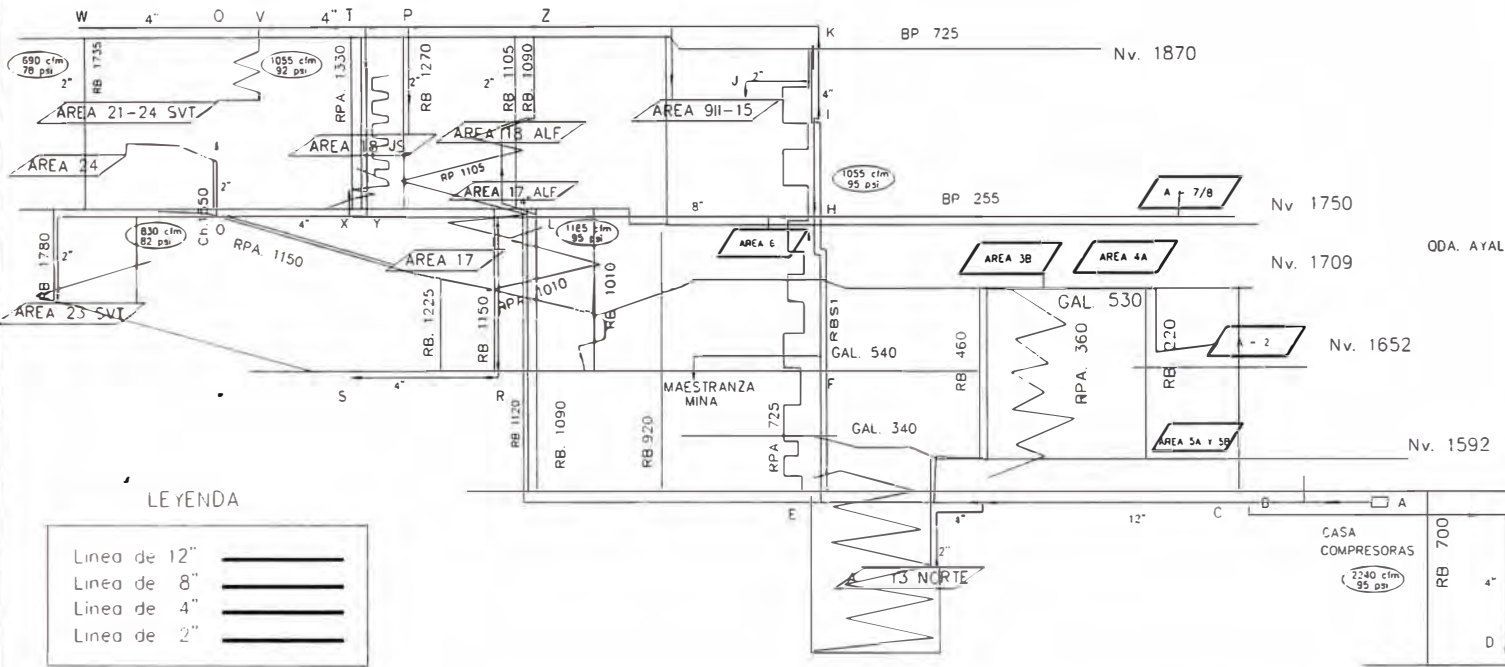


DIAGRAMA UNIFILAR : AIRE

Tromo	Diam. pulg.	Long. mt.
AE	12	1370
BC	4	50
CD	4	120
EF	8	100
FH	8	100
FG	2	50
HI	4	80
IK	4	70
HL	8	390
LM	4	200
LN	4	170
NO	4	400
KP	4	720
KZ	4	560
PO	4	350
LR	4	120
RS	4	400
OW	4	230
LY	8	470

Consumo max. de aire 2240 cfm
Capacidad compresor 2250 cfm

LEYENDA

Línea de 12"	=====
Línea de 8"	=====
Línea de 4"	=====
Línea de 2"	=====

PLANO DIBUJADO EN COMPUTADORA	COMPANIA MINERA SAN IGNACIO DE MOROCOCHA S.A. Unidad San Vicente - Dpto de Ingenieria
ESCALA S/E FECHA DIC 1996	PLANO UNIFILAR DE AIRE

DISTRIBUCION DE VENTILADORES

No.	TIPO	COD	MARCA	CAPAC. CFM	KW	NIV.	UBICACION
1	PRINC		AIRTEC	105000	112	1870	ARCOPUNCO
2	PRINC		AIRTEC	105000	112	1870	ARCOPUNCO
3	PRINC		AIRTEC	105000	112	1870	ARCOPUNCO
4	PRINC		AIRTEC	105000	112	1780	BP 725 P
5	PRINC	3	JOY	55000	45	1870	BP 725 T
6	PRINC	1	JOY	55000	45	1709	GAL 530
7	PRINC	2	JOY	55000	45	1709	GAL530
8	SEC	6	AIRTEC	55000	45	1870	RB 1150
9	S B		AIRTEC	55000	45	T.E.S.	OPERATIVO
10	AUX*	9	AIRTEC	30000	28	1750	CRO 1785
11	S B		AIRTEC	30000	28	1870	RB 1690
12	SEC	15	AIRTEC	30000	28	1750	CRO 1690
13	AUX	16	AIRTEC	30000	28	1750	CRO 1915
14	AUX		AIRTEC	30000	28	1570	RB 4
15	S B	10	AIRTEC	30000	28	1652	CRO 1150
16	SEC	14	AIRTEC	30000	28	1455	RB 450
17	S B		JOY	30000	56	T.E.S.	OPERATIVO
18			JOY	30000	56	T.E.S.	REPARACION
19	SEC	6	JOY	30000	56	1735	RP TRANS
20	SEC	5	JOY	30000	56	1870	RB 1390
21	SEC	1	JOY	20000	38	1850	A. 15 SVT
22	AUX	2	JOY	20000	38	1750	ALF. 18
23	AUX	1	AIRTEC	16000	9	1570	C. MIN.
24	AUX*	2	BUFFALO	16000	38	1750	RP 1330
25	AUX	3	BUFFALO	16000	38	1750	AREA 24
26	AUX	1	BUFFALO	16000	38	1705	AREA 3B
27	AUX		AIRTEC	12000	18	T.E.S.	REPARACION
28	AUX	28	AIRTEC	12000	18	1750	CRO 1010
29	AUX	24	AIRTEC	12000	18	1750	CRO 1010
30	AUX*	35	AIRTEC	12000	18	1709	AREA 4A
31	AUX	20	AIRTEC	12000	18	1652	AREA 23 S
32	AUX*	25	AIRTEC	12000	18	1735	AREA 6

* Ventiladores en frentes de avance.

3.5.4 Supervisión de Contratas

El trabajo de las contratas es supervisado directamente por los Jefes de servicios Mina y por el Departamento de Ingeniería; se puede diferenciar dos tipos de contratas la que opera en labores de Preparación y Desarrollo y la que realiza trabajos complementarios en Servicios Mina

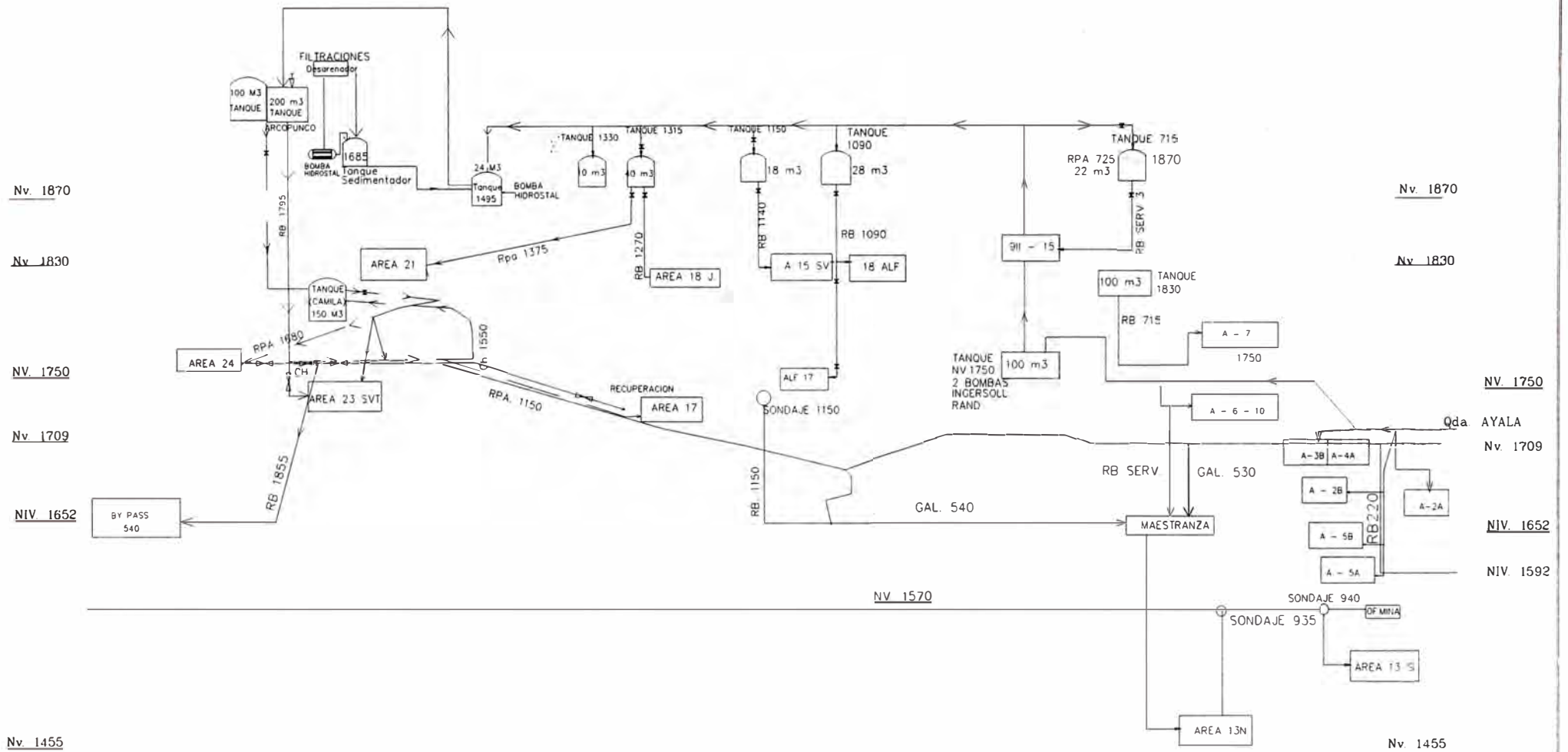
Contrato de Obra.- Es muy importante para una buena supervisión de cualquier obra conocer los detalles del contrato, en base a este documento se tomarán las decisiones de carácter técnico y legal en forma imparcial. Durante la ejecución de la obra suceden muchos inconvenientes no especificados en el contrato que tienen que ser solucionados en mutuo acuerdo entre el contratista y la supervisión sin llegar a querellas legales que no hacen más que retrasar los trabajos perjudicando a ambas partes, lógicamente que cada uno defiende su posición en favor; es por ello que los detalles de la ejecución son observados y anotados en el cuaderno de obra, el cual es muy importante ya que tiene valor legal y permitirá luego tener

una base técnica para solucionar reclamos que naturalmente siempre se refieren a la valorización porque el contratista quiere ganar más dinero y la supervisión tiene que procurar que los costos estén dentro del presupuesto exigiendo calidad en los trabajos ejecutados por el contratista sin perjudicar tampoco sus intereses.

Consideraciones para tener una buena supervisión a las contratas:

1. Para supervisar correctamente la ejecución de las obras hay que tener claro el contenido del contrato, conocer y tener experiencia de las partidas a ejecutarse demostrando al contratista con criterio técnico sus errores y recoger sugerencias de él en función del costo y calidad de la obra.
2. El control topográfico es muy importante, hay que mantener un constante chequeo para evitar desviaciones que lleven a un replanteo y/o hasta accidentes (por ejemplo comunicar a labores antiguas) con el perjuicio económico de ambas partes.
3. Los precios unitarios son calculados considerando eficiencias aproximadas basadas en trabajos anteriores, el contratista por reducir costos tratará de usar la cantidad mínima de personal y materiales en la ejecución; el control tiene que ser estricto en este aspecto, el contratista tiene que trabajar cumpliendo con las cantidades especificadas en el P.U., estas pueden ser variadas por la supervisión si lo considera conveniente por razones técnicas. (Exceso de personal puede producir accidentes por el poco campo para maniobrar), en todo caso es mejor reubicarlos en actividades donde falte mano de obra.
4. La supervisión no debe tener trato directo con el personal del contratista, todo debe ser canalizado mediante el ingeniero residente de la obra, de esta forma se evita que el contratista argumente intromisión en la ejecución y justifique cualquier mal trabajo por ese motivo; solo por causas de seguridad puede hacerlo.
5. El terreno tiene que ser observado en forma constante para determinar el tipo de voladura a usar y el tipo de sostenimiento, que ha mi parecer lo determina la práctica, los mapeos geotécnicos son importantes para inferir lo que se nos puede venir en un futuro pero la decisión inmediata lo determina el criterio práctico, es importante tener gente experimentada en estos trabajos.
6. Los tiempos de paralización deben ser anotados en caso de reclamos comparar los avances con los días normales, en muchos casos los avances son mayores; esto obedece a una reacción de apurar para recuperar el tiempo perdido.
7. Mantener un control en la mezcla de cemento-agregados, una forma de controlar es sacando muestras de cada mezcla y realizarle pruebas de carga puntual, es fácil, no es costosa y nos dará una idea de la resistencia de la mezcla; esto la margen de las pruebas con testigos para resistencia a la comprensión mencionando en las especificaciones técnicas.
8. El contratista es responsable de su disponibilidad mecánica.

DIAGRAMA UNIFILAR : RED AGUA INTERIOR MINA



PLANO DIBUJADO EN COMPUTADORA  COMPANIA MINERA SAN IGNACIO DE MOROCOCHA S.A. Unidad San Vicente - Dpto de Ingenieria

ESCALA S/E
FECHA
DIC 1996

PLANO UNIFILAR RED DE AGUA

CAPITULO IV

PLANTA CONCENTRADORA

La Planta Concentradora de la mina San Vicente trata minerales de zinc principalmente y de plomo en menor medida. Se obtiene concentrados de zinc y plomo.

4.1 Capacidad de la Planta

Actualmente la Planta Concentradora procesa 2300 - 2400 TPD de mineral de 1,0% de Pb y 9,5% de Zn, produciendo 320 TPD de concentrado de zinc con 62% Zn, 0,4% MgO (92,5% de recuperación) y 28 TPD de concentrado de plomo con 68% Pb (80% de recuperación).

El tipo de proceso para la obtención del concentrado de Zinc es separación por flotación.

4.2 Descripción del proceso

4.2.1 Chancado

El mineral procedente de mina se deposita en la tolva de gruesos con capacidad para 800 TM para el chancado, el mineral viene con un granulometría variada siendo 10 pulgadas el máximo espesor. La operación de trituración es un circuito cerrado en tres etapas, una primaria con un triturador de quijadas 16" x 24" Loro Parisini, la etapa secundaria se hace con zarandas vibratorias 7' x 10' doble deck y trituradora conica standar Kue Ken de 4 1/4', la etapa final es con un cedazo 7' x 14' doble deck y un triturador conico Symons 5 1/2' S.H., obteniendose un producto 100% de -1/2". El chancado se realiza a razón de 180 TPH.

El mineral triturado se almacena en un depósito de 3000 TM de capacidad para alimentarse al circuito de molienda.

4.2.2 Molienda

El circuito de molienda consta de cinco líneas de molienda primaria con molinos de bolas 8' x 10' y ciclones D-20, y una línea de remolienda con un molino de bolas 6' x 6' y una batería de 4 ciclones D-6".

La granulometría promedio en la etapa primaria es 10% + m70 y 58% -m200, en la remolienda se alcanza hasta 85% -m325.

4.2.3 Flotación

La etapa de flotación comprende los circuitos de Pb y Zn en celdas Denver DR-180, Sub"A" #24 y Outokumpu Ok-8.

Para el circuito de plomo se cuenta con capacidad de celdas de 1480 pies cúbicos y para el circuito de zinc se cuenta con capacidad de celdas de 6120 pies cúbicos. Para la limpieza de zinc, además de la reducción del contenido de magnesio, se cuenta con dos Celda Columna de 6' x 45' de alto.

Los reactivos usados en flotación son:

Para el circuito de plomo se usa como colector el Aeropromoter 404 y como espumante se usa el Frother F-76A.

Para el circuito de zinc se utiliza como modificador el Sulfato de Cobre, como colector se usa el Xantato Z-11, como espumante se usa el Frother F-76A, como depresor de carbonatos se usa el Quebracho y finalmente para deprimir el fierro (pirita) se utiliza cal.

Para 1997 se ha proyectado una campaña de reducción del agua en todos los circuitos de flotación.

ESTANDARES DE MATERIALES Y EFICIENCIA

AÑO	A-404 (KG/TM)	D-250 (KG/TM)	Z-11 (KG/TM)	CuSO4 (KG/TM)	QUEBRA (KG/TM)	CAL (KG/TM)	BOLAS (KG/TM)
1991	0.042	0.062	0.104	0.339	0.019	-	0.233
1992	0.041	0.061	0.090	0.300	0.020	-	0.216
1993	0.033	0.059	0.094	0.352	0.012	0.737	0.160
1994	0.028	0.061	0.089	0.341	0.007	0.587	0.136
1995	0.023	0.054	0.088	0.332	0.006	0.640	0.135
1996	0.022	0.040 **	0.042	0.353	0.006	0.663	0.129

** Reemplazo del D-250 por el Frother F-76A

4.2.4 Espesamiento y Filtrado

La etapa de espesamiento cuenta para el zinc con dos espesadores de 50' y 38' de diámetro, y el plomo con un espesador de 20' de diámetro, el agua de rebose de los espesadores actualmente se está recirculando a los circuitos de molienda y flotación.

El filtrado se hace con un filtro de 4 discos y 9 pies de diámetro para el zinc y un filtro de 3 discos y 6' para el plomo, se tiene en stand-by un filtro de 8 discos y 6 pies de diámetro. La humedad final del concentrado de Zinc está en 10,5% y la del concentrado de plomo en 10,0%. El concentrado se despacha en camiones de 30 - 40 TM al Callao directamente.

4.3 Tratamiento de Relaves

El relave de Planta es de aprox. 2000 TPD, la composición del relave es de 0,1 % Pb, 0,8% Zn, 2% Fe y el 97% son carbonatos, de estos carbonatos el 95% son Dolomitas y el 5% restante son calcitas; la granulometría es de 45% +200 mallas, 20% entre -200 y +400 mallas y 35% - 400 mallas.

Se tiene dos canchas de relave rehabilitadas para la deposición de los finos, asimismo se tiene en cada cancha 2 ciclones de 15", para clasificar el relave general con el objetivo de formar y/o levantar los diques de contención con los gruesos de clasificación. También se tiene en cada cancha torres de decantación para acelerar el asentamiento y secado del material depositado. La capacidad de ambas canchas en conjunto son de 190.000 m3.

4.4 Laboratorios

Se cuenta con dos laboratorios: Laboratorio Químico y Laboratorio Metalúrgico.

El laboratorio Químico el cual cuenta con los equipos necesarios para hacer los análisis por vía húmeda.

El laboratorio Metalúrgico en el cual se realizan los controles de los parámetros operativos de la Planta, así como pruebas de investigación de nuevos reactivos de flotación. El laboratorio Químico analiza por vía clásica (volumetría) los análisis químicos de las muestras de Planta por plomo, zinc, óxido de magnesio, hierro, óxido de zinc.

Asimismo analiza el cobre del CuSO4 y el CaO disponible en la cal, que son reactivos usados en la flotación.

BALANCE METALURGICO

Año	PRODUCTO	T.M.S	LEYES		CONTEN. METAL.		RECUPERACION	
			% Pb	% Zn	PLOMO	ZINC	% Pb	% Zn
1991	CABEZA	726,325	0.49	9.21	3,539	66,926	100.0	100.0
	CONC. Pb	3,752	69.12	1.99	2,593	75	73.3	0.1
	CONC. Zn	98,653	0.44	61.87	438	61,037	12.4	91.2
	RELAVE	623,920	0.08	0.93	508	5,814	14.3	8.7
1992	CABEZA	748,684	0.40	9.12	3,004	68,322	100.0	100.0
	CONC. Pb	3,168	69.54	1.99	2,203	69	73.3	0.1
	CONC. Zn	99,735	0.80	62.53	360	62,363	12.0	91.3
	RELAVE	645,781	0.07	0.91	441	5,890	14.7	8.6
1993	CABEZA	778,633	0.94	9.34	7,312	72,737	100.0	100.0
	CONC. Pb	8,346	67.10	2.12	5,600	177	76.2	0.2
	CONC. Zn	106,876	0.86	62.10	924	66,370	12.6	91.2
	RELAVE	663,411	0.12	0.93	788	6,190	10.8	8.6
1994	CABEZA	799,500	1.16	9.47	9,271	75,685	100.0	100.0
	CONC. Pb	10,393	69.05	1.60	7,177	166	77.4	0.2
	CONC. Zn	112,381	0.88	62.15	995	62,849	10.8	92.3
	RELAVE	676,726	0.16	0.84	1,099	5,670	11.8	7.5
1995	CABEZA	798,126	0.77	9.12	6,107	72,678	100.0	100.0
	CONC. Pb	7,129	68.66	1.73	4,895	123	79.7	0.2
	CONC. Zn	107,829	0.62	62.28	672	67,152	11.0	92.4
	RELAVE	681,892	0.08	0.79	561	5,420	9.3	7.4
1996 (*)	CABEZA	402,947	0.67	9.21	2,696	37,111	100	100
	CONC. Pb	3,121	68.99	---	2,159	---	79.9	---
	CONC. Zn	55,345	---	62.23	34,465	---	---	92.60
	RELAVE	258,361	0.06	0.64	---	---	---	---

(*) A Junio 96.

PRODUCCION DE CONCENTRADOS

AÑO	ZINC			PLOMO		
	T.M.S	% Zn	% RECUP .	T.M.S	% Pb	% RECUPER
1991	98,653	61.87	91.2	3,752	69.12	73.3
1992	99,735	62.53	91.3	3,168	69.54	73.3
1993	106,876	62.10	91.2	8,346	67.10	76.2
1994	112,381	62.15	92.3	10,393	69.05	77.4
1995	107,829	62.28	92.4	7,129	68.66	79.7
1996 (*)	55,345	62.23	92.6	3,121	68.99	79.9

(*) Acumulado a Junio 96.

CAPITULO VI

PLANEAMIENTO EN EL SISTEMA DE ACARREO Y TRANSPORTE (UNIFORMIZACION DE LA LEY DE CABEZA)

6.1 Antecedentes

Al ingresar a la década de los 90 las reservas minables se proyectaban en el quinquenio próximo con tipos de mantos con potencias entre 2 a 4m y; ubicados sobre el nivel 1750 y al Norte de las coordenadas 21000N a 22000N fuera del diseño original del sistema de extracción por el pilar de la Rampa 725 (20725N). Es decir las áreas de trabajo se alejaron, trayendo como consecuencia un incremento en los costos de producción (aumento en los costos de Acarreo y Transporte); descuido en la mezcla de mineral.

6.2 Situación Actual

Se trabaja actualmente con variaciones en la ley de cabeza de zinc hasta en 6% en la producción mensual, repercutiendo este problema en el costo de tratamiento metalúrgico, recuperación metalúrgica; además no se lleva un debido control en horas-máquina de los equipos de acarreo y transporte.

La consecuencia mayor de estos cambios de la ley de cabeza es la siguiente:

- una ley de concentrado variable

6.3 Planeamiento de Minado (a corto plazo)

La Producción de la Unidad Minera, alrededor del 95% está garantizada por los Tajeos de Explotación y de Recuperación, y un pequeño porcentaje de las preparaciones.

Con el análisis de los resultados logrados en el mes y/o año anterior, la evaluación de los recursos, los alcances y recomendaciones de los niveles de decisión de la empresa, con la pericia del responsable del Departamento de Planeamiento y con el empleo de las técnicas adecuadas; se ensaya un plan para coordinar, reajustar y aprobar con los Departamentos de Operaciones y Geología. Los que serán de compromiso de la Unidad Minera hacia la Gerencia y Directorio de la Empresa.

Las metas de la Unidad de Operación, que garantizan la gestión empresarial y que es de constante preocupación de los niveles de decisión. En orden de importancia son los siguientes:

- La cantidad de concentrados que dispondrá, para la entrega mensual.
- El tonelaje de mineral de cabeza, que se extraerá de la mina, para su tratamiento en Planta Concentradora.
- Los metros de Avance que es necesario correr para garantizar el reemplazo de mineral extraído y la ampliación de las reservas.

Para cumplir con la preocupación de los niveles de decisión y gestión empresarial; en la mina hay que empeñarse por la Producción Mina, los Avances y el Funcionamiento Ininterrumpido de la Planta Concentradora; los cuales se detallan en los siguientes:

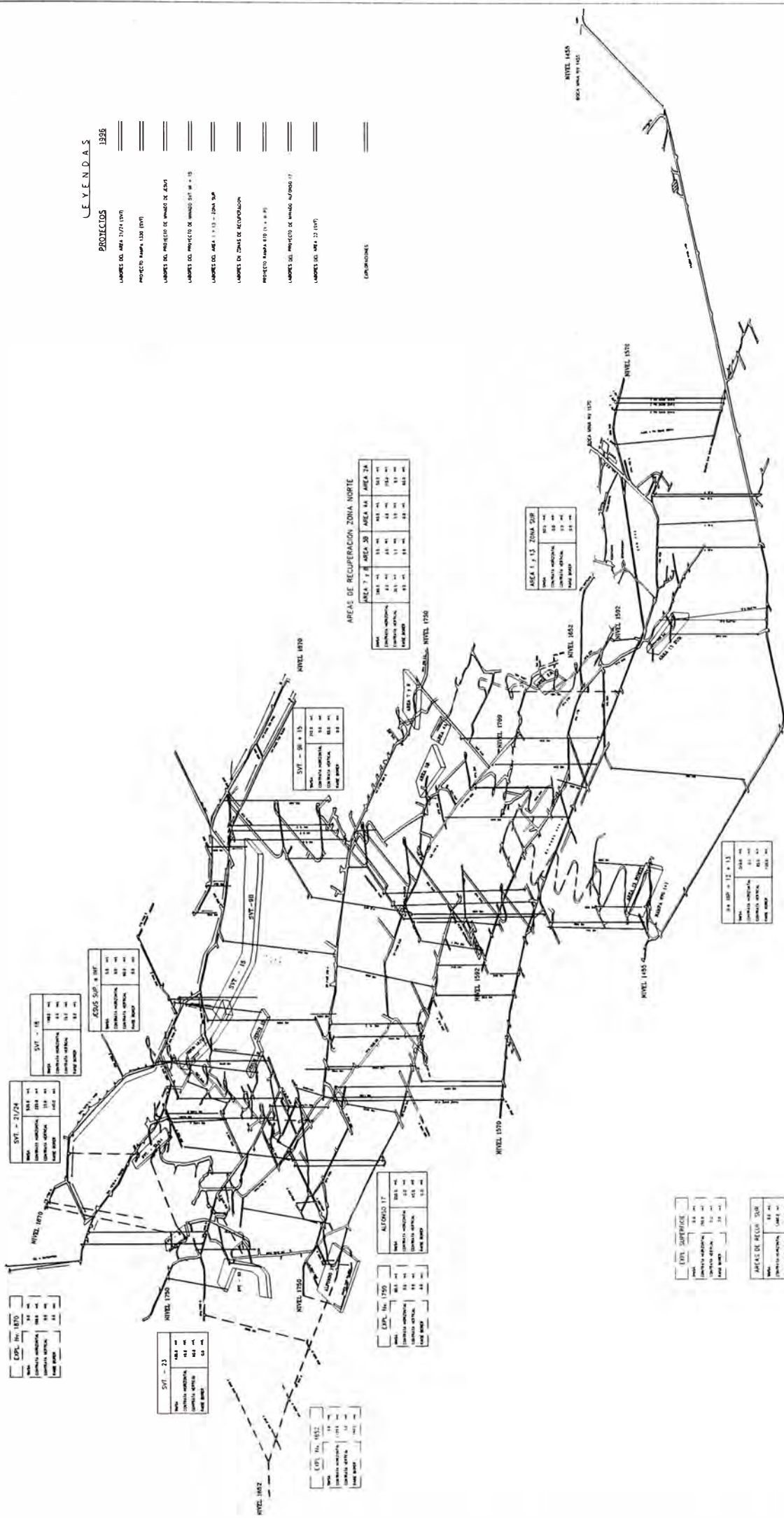
- Resumen Mensual de Producción Mina
- Programa de Explotación y Preparaciones (en detalle).
- Programa de Exploraciones y Desarrollos (en detalle).
- Programa de Labores de Operación Mina - Avances.
- Programa de Habilitación o Rehabilitación de Zonas de Recuperación.

LEYENDAS

PROYECTOS 1996

- ===== LINDRES DEL AREA 21/24 (1996)
- ===== PROYECTO RAMPA 1306 (1997)
- ===== LINDRES DEL PROYECTO DE MANDO DE ABAS
- ===== LINDRES DEL PROYECTO DE MANDO SVT # 15
- ===== LINDRES DEL AREA 1 + 23 - ZONA SUR
- ===== LINDRES EN ZONAS DE RECUPERACION
- ===== PROYECTO RAMPA 1370 (1 + 8 P)
- ===== LINDRES DEL PROYECTO DE MANDO AUTOMATO 17
- ===== LINDRES DEL AREA 22 (1997)

EXPOSICIONES



AREAS DE RECUPERACION ZONA NORTE

AREA	AREA 7 + 8	AREA 20	AREA 24	AREA 24
AREA	184.5	15.4	483.45	543.45
LONGITUD MAXIMA	14.2	14.4	14.4	14.4
LONGITUD MINIMA	9.1	9.1	9.1	9.1
LONGITUD PROM.	11.6	11.6	11.6	11.6

AREA 1 + 13 ZONA SUR

AREA	893.46
LONGITUD MAXIMA	28.4
LONGITUD MINIMA	28.4
LONGITUD PROM.	28.4

AREA 100 = 12 + 13

AREA	1314.54
LONGITUD MAXIMA	33.3
LONGITUD MINIMA	33.3
LONGITUD PROM.	33.3

SVT - 15

AREA	1082.4
LONGITUD MAXIMA	41.9
LONGITUD MINIMA	41.9
LONGITUD PROM.	41.9

AREA SUR = 16

AREA	1082.4
LONGITUD MAXIMA	41.9
LONGITUD MINIMA	41.9
LONGITUD PROM.	41.9

SVT - 9 + 15

AREA	1082.4
LONGITUD MAXIMA	41.9
LONGITUD MINIMA	41.9
LONGITUD PROM.	41.9

ALFONSO 17

AREA	1082.4
LONGITUD MAXIMA	41.9
LONGITUD MINIMA	41.9
LONGITUD PROM.	41.9

AREA 16

AREA	1082.4
LONGITUD MAXIMA	41.9
LONGITUD MINIMA	41.9
LONGITUD PROM.	41.9

AREA SUPERFICIE

AREA	1082.4
LONGITUD MAXIMA	41.9
LONGITUD MINIMA	41.9
LONGITUD PROM.	41.9

AREAS DE RECUPERACION SUR

AREA	1082.4
LONGITUD MAXIMA	41.9
LONGITUD MINIMA	41.9
LONGITUD PROM.	41.9

Generalmente cuando se habla de planeamiento de las 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 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 confluyan sincronizadamente y de la mejor forma posible permitiendo un flujo continuo de producción y de una manera organizada que responda a criterios técnicos y científicos. Las política de planeamiento se resumen en el siguiente cuadro:

POLÍTICAS DE PLANEAMIENTO

Responsables Planeamiento

**Mina, Ing.,
Geología**

Quinquenal

Se aprueba en la Reunión de Planeamiento y cada 4 meses se revisa y actualiza interinamente.

**Mina, Ing.,
Geología**

Anual

Es aprobado en la Reunión de Planeamiento y reprogramado mes a mes con el fin de lograr el objetivo anual..

**Mina, Ing.,
Geología**

A tres meses

Cada fin de mes se reprograma los próximos 3 meses. Usando diagrama de barras se gráfica los ciclos de: Perforación/Voladura, acarreo, relleno, areas de reemplazo, etc.

**Mina, Ing.,
Geología**

Mensual

Se reprograma cada fin de mes, el paso anterior permite revisar 3 veces el programa del mes próximo a ejecutarse.

**Mina, Ing.,
Geología**

Semanal

Se realiza cada Lunes para ser aprobado el Martes.

Mina, Geolog.

Día

La Guardia de día realiza planeamiento de las siguientes 3 guardias.

RESUMEN DEL PROGRAMA DE PRODUCCION - 1997

ZONA	NIVEL ACCESO	AREA DE TRABAJO	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	OCT	NOV	DIC
Sur	1.455	San Judas	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Sur	1.570	Manto II y III - A13	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Sur	1592-Rpa880 (-)	Manto I - A1	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Sur	1.623	Manto I y II del 1623 al 1664	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Sur	1.704	Manto I del 1704 al 1744	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Sur	1.744	Manto I y II del 1744 a 1784	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Sur	1.784	Manto II y III del 1784 al 1824	-	500	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	500	1.000
Sur	Carretera	Manto I, II y III del 1824 a 1857	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Sur	1824-Rpa320(+)	Manto I, II, III, I-A y I-B del 1824 al 1895	-	-	500	500	1.000	1.000	1.000	500	1.000	1.000	1.500	2.000
Sur	1824-Rpa320(+)	Manto I, II, III y I-A del 1895 a Terraplen	-	500	500	500	1.000	1.000	1.000	500	1.000	1.500	1.000	1.500
Sur	1.784	I, II, III y I-B desde el 1784 (Afloram.)	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Sur	2.000	Recup. Alfonso (I, II y III)	-	-	-	-	-	-	-	1.500	1.100	1.500	1.500	2.000
			-	1.000	2.000	2.000	3.000	3.000	3.000	3.500	4.100	5.000	4.500	6.500
Norte	1.709	Recup. Area 3A y 3B	2.000	2.000	500	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Norte	1.709	Recup. Area 4A y 4B	1.500	1.500	1.500	1.500	1.500	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000
Norte	1.750	Recup. Area 6 y 10	4.000	3.500	3.100	3.000	2.500	1.500	1.000	-	-	-	-	-
Norte	1.750	Recup. Area 17	3.000	2.000	2.700	2.500	2.500	3.000	3.000	3.000	2.500	2.500	2.500	3.000
Norte	1.652	Recup. Area 2A y 2B	-	500	1.000	2.000	2.000	3.000	2.500	2.200	2.500	2.500	2.000	2.000
Norte	1.592	Recup. Area 5A	1.000	1.000	1.500	2.500	2.500	3.000	3.000	3.000	3.000	3.500	3.000	1.500
Norte	1.592	Recup. Area 5B	1.000	1.000	1.500	1.000	1.000	1.500	2.500	2.500	2.500	2.000	2.500	2.500
			12.500	11.500	11.800	12.500	12.000	13.000	13.000	11.700	11.500	11.500	11.000	10.000
Norte	1.750	Recup. Rpa.725 Superior	-	-	-	-	-	-	1.500	3.000	4.000	4.000	5.000	5.000
Norte	1.652	Recup. Rpa.725 Inferior	4.000	5.000	5.000	5.500	5.000	5.000	5.500	5.000	5.000	4.700	5.000	5.150
			4.000	5.000	5.000	5.500	5.000	5.000	7.000	8.000	9.000	8.700	10.000	10.150
Norte	1.750	SVT 9-II - 800	-	1.000	-	500	1.000	1.000	500	500	1.000	500	500	500
Norte	1.750	SVT 9-III/15 - 900	2.000	2.000	2.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.500	1.500	1.500	2.000
Norte	1.750	SVT 15 - 1000	1.500	1.000	1.900	1.000	1.000	1.000	1.000	1.300	2.000	1.500	1.700	2.000
Norte	1.750	SVT+SVP 18 - 1500	1.500	1.200	1.000	1.700	1.700	1.500	1.500	2.000	2.500	2.300	2.500	2.500
Norte	1.750	SVT+SVP 21 - 1500	2.000	1.500	1.000	1.700	1.300	1.300	2.000	2.000	2.500	3.000	2.500	2.500
Norte	1.750	SVT+SVP 21 - 1600	2.500	2.500	2.500	3.000	3.000	3.000	3.000	3.000	2.500	3.000	2.500	2.500
Norte	1.750	SVT+SVP 21 - 1700	2.000	3.700	3.000	3.000	4.000	3.000	3.000	3.000	3.000	3.000	2.000	2.500
Norte	1.750	SVT 24 - 1900	7.000	6.000	6.000	6.500	7.000	6.950	6.000	6.500	6.500	6.000	4.400	4.500
Norte	1.652	SVT 20 - 1700	2.500	1.100	2.500	3.000	3.000	3.000	3.000	3.000	2.500	2.000	2.000	2.000
Norte	1.652	SVT 23 - 1800	7.500	5.500	5.500	6.000	6.000	4.500	3.500	3.500	3.000	3.000	1.300	1.600
Norte	1.652	SVT+SVP 23 - 1900	7.800	6.000	6.000	6.000	5.000	5.500	3.500	3.000	3.000	3.500	2.500	1.500
			36.300	31.500	31.400	33.400	34.000	31.750	28.000	28.800	30.000	29.300	23.400	24.100
Norte	1.750	Alf 18 - 1200	2.500	2.000	2.000	1.500	2.000	1.500	1.500	1.500	1.000	1.500	1.000	1.500
Norte	1.750	Alf 17 - 1300	1.500	1.000	1.000	1.000	1.300	1.000	2.000	1.750	1.500	1.500	1.500	1.000
Norte	1.750	Alf 17 - 1400-1500	1.000	1.500	1.500	2.000	1.000	2.500	1.300	1.500	2.000	1.800	2.500	3.000
			5.000	4.500	4.500	4.500	4.300	5.000	4.800	4.750	4.500	4.800	5.000	5.500
Norte	1.750	Jes 18 - 1300 Sup	6.500	5.700	5.000	5.400	5.000	4.000	5.000	5.000	4.200	4.000	4.500	2.800
			6.500	5.700	5.000	5.400	5.000	4.000	5.000	5.000	4.200	4.000	4.500	2.800
Norte	1.455	II y III 12 - 600	1.500	1.500	2.000	2.000	1.500	1.500	1.500	2.000	2.000	2.500	2.800	3.700
Norte	1.455	II y III 13 - 700	3.500	3.500	3.500	4.000	4.500	4.500	4.450	4.000	4.000	3.500	4.000	4.000
			5.000	5.000	5.500	6.000	6.000	6.000	5.950	6.000	6.000	6.000	6.800	7.700
Sur	1.740	Huacrash - Aynamayo	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Sur	2.000	Uncush - Sur	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Norte	1.652	Arcopunco	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
			-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
GRAN TOTAL		TONELAJE MINA	69.300	64.200	65.200	69.300	69.300	67.750	66.750	67.750	69.300	69.300	65.200	66.750

LEYES DE ZINC 1997 (Diluidas)

AREA DE TRABAJO	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	OCT	NOV	DIC
San Judas												
Manto I - A1												
Manto I y II del 1623 al 1664												
Manto I del 1704 al 1744												
Manto I y II del 1744 a 1784												
Manto II y III del 1784 al 1824	11,69%	11,69%	11,69%	11,69%	11,69%	11,69%	11,69%	11,69%	11,69%	11,69%	11,69%	11,69%
Manto I,II y III del 1824 a 1857												
Manto I,II,III,I-A y I-B del 1824 al 1895	10,91%	10,91%	10,91%	10,91%	10,91%	10,91%	10,91%	10,91%	10,91%	10,91%	10,91%	10,91%
Manto I,II,III y I-A del 1895 a Terraplen												
I, II, III y I-B desde el 1784 (Afloram.)	8,45%	8,45%	8,45%	8,45%	8,45%	8,45%	8,45%	8,45%	8,45%	8,45%	8,45%	8,45%
Recup. Alfonso (I,II y III)	11,23%	11,23%	11,23%	11,23%	11,23%	11,23%	11,23%	11,23%	11,23%	11,23%	11,23%	11,23%
		11,83%	11,57%	11,57%	11,52%	11,52%	11,52%	11,42%	11,44%	11,48%	11,34%	11,37%
Recup. Area 3A y 3B	12,39%	12,39%	12,39%	12,39%	12,39%	12,72%	12,72%	12,72%	12,72%	12,72%	12,72%	12,72%
Recup. Area 4A y 4B	13,13%	13,13%	13,13%	13,13%	13,13%	13,48%	13,48%	13,48%	13,48%	13,48%	13,48%	13,48%
Recup. Area 6 y 10	10,28%	10,28%	10,28%	10,28%	10,28%	10,55%	10,55%	10,55%	10,55%	10,55%	10,55%	10,55%
Recup. Area 17	7,16%	7,16%	7,16%	7,16%	7,16%	7,29%	7,29%	7,29%	7,29%	7,29%	7,29%	7,29%
Recup. Area 2A y 2B	11,97%	11,97%	11,97%	11,97%	11,97%	12,22%	12,22%	12,22%	12,22%	12,22%	12,22%	12,22%
Recup. Area 5A	10,01%	10,01%	10,01%	10,01%	10,01%	10,27%	10,27%	10,27%	10,27%	10,27%	10,27%	10,27%
Recup. Area 5B	10,78%	10,78%	10,78%	10,78%	10,78%	11,06%	11,06%	11,06%	11,06%	11,06%	11,06%	11,06%
	10,23%	10,57%	10,19%	10,25%	10,25%	10,40%	10,38%	10,31%	10,50%	10,46%	10,42%	10,28%
Recup. Rpa.725 Superior	13,50%	13,50%	13,50%	13,50%	13,50%	13,50%	13,50%	13,50%	13,50%	13,50%	13,50%	13,50%
Recup. Rpa.725 Inferior	13,50%	13,50%	13,50%	13,50%	13,50%	13,50%	13,50%	13,50%	13,50%	13,50%	13,50%	13,50%
	13,50%	13,50%	13,50%	13,50%	13,50%	13,50%	13,50%	13,50%	13,50%	13,50%	13,50%	13,50%
SVT 9-II - 800	5,39%	5,39%	5,39%	5,39%	5,60%	5,60%	5,60%	5,60%	5,60%	5,60%	5,60%	5,60%
SVT 9-II/15 - 900	5,64%	5,65%	5,65%	5,65%	5,87%	5,87%	5,87%	5,87%	5,87%	5,87%	5,87%	5,87%
SVT 15 - 1000	5,64%	5,65%	5,65%	5,65%	5,87%	5,87%	5,87%	5,87%	5,87%	5,87%	5,87%	5,87%
SVT+SVP 18 - 1500	5,27%	5,27%	5,27%	5,27%	5,47%	5,47%	5,47%	5,47%	5,47%	5,47%	5,47%	5,47%
SVT+SVP 21 - 1500	5,40%	5,40%	5,40%	5,40%	5,54%	5,54%	5,54%	5,54%	5,54%	5,54%	5,54%	5,54%
SVT+SVP 21 - 1600	5,85%	5,85%	5,85%	5,85%	5,99%	5,99%	5,99%	5,99%	5,99%	5,99%	5,99%	5,99%
SVT+SVP 21 - 1700	5,85%	5,85%	5,85%	5,85%	5,99%	5,99%	5,99%	5,99%	5,99%	5,99%	5,99%	5,99%
SVT 24 - 1900	8,19%	8,19%	8,19%	8,19%	8,24%	8,24%	8,24%	8,24%	8,24%	8,24%	8,24%	8,24%
SVT 20 - 1700	7,41%	7,41%	7,41%	7,41%	7,46%	7,46%	7,46%	7,46%	7,46%	7,46%	7,46%	7,46%
SVT 23 - 1800	13,00%	13,00%	13,00%	13,00%	13,00%	13,00%	13,00%	13,00%	13,00%	13,00%	13,00%	13,00%
SVT+SVP 23 - 1900	10,50%	10,50%	10,50%	10,50%	10,50%	10,50%	10,50%	10,50%	10,50%	10,50%	10,50%	10,50%
	8,82%	8,41%	8,50%	8,49%	8,42%	8,33%	8,00%	7,89%	7,65%	7,70%	7,28%	7,15%
Alf 18 - 1200	5,26%	5,26%	5,18%	5,18%	5,01%	5,14%	5,05%	5,05%	4,98%	4,98%	4,98%	4,98%
Alf 17 - 1300	5,26%	5,26%	5,18%	5,18%	5,01%	5,14%	5,05%	5,05%	4,98%	4,98%	4,98%	4,98%
Alf 17 - 1400-1500	5,59%	5,59%	5,59%	5,67%	5,83%	6,64%	7,06%	7,14%	7,45%	7,45%	7,45%	7,45%
	5,32%	5,37%	5,32%	5,40%	5,20%	5,89%	5,60%	5,71%	6,08%	5,91%	6,22%	6,33%
Jes 18 - 1300 Sup	8,78%	8,78%	8,78%	8,78%	8,78%	8,78%	8,78%	8,78%	7,02%	7,02%	7,02%	7,02%
	8,78%	8,78%	8,78%	8,78%	8,78%	8,78%	8,78%	8,78%	7,02%	7,02%	7,02%	7,02%
II y III 12 - 600	8,16%	8,16%	8,16%	8,16%	8,16%	8,16%	8,16%	8,16%	8,16%	8,16%	8,16%	8,16%
II y III 13 - 700	8,16%	8,16%	8,16%	8,16%	8,16%	8,16%	8,16%	8,16%	8,16%	8,16%	8,16%	8,16%
	8,16%	8,16%	8,16%	8,16%	8,16%	8,16%	8,16%	8,16%	8,16%	8,16%	8,16%	8,16%
	9,04%	9,04%	9,06%	9,09%	9,04%	9,03%	9,02%	9,02%	9,01%	9,04%	9,04%	9,04%

VOLUMENES DE PRODUCCION 1997 - 2000

AREA DE TRABAJO	1.997			1.998			1.999			2.000		
	1er CUATR	2do CUATR	3er CUATR	1er CUATR	2do CUATR	3er CUATR	1er CUATR	2do CUATR	3er CUATR	1er CUATR	2do CUATR	3er CUATR
RECUPERACION ZONA SUR	5.000	12.500	20.100	41.600	66.000	68.000	60.100	57.000	53.900	29.000	10.000	2.000
RECUPERACION ZONA NORTE	67.800	74.700	81.850	65.900	75.000	67.900	81.000	86.400	87.200	85.500	91.000	86.500
MANTO SVT.	132.600	122.550	106.800	89.000	65.000	68.000	55.500	53.500	46.000	6.000	-	-
MANTO ALF.	18.500	18.850	19.800	21.500	6.000	-	-	-	-	-	-	-
MANTO JESUS	22.600	19.000	15.500	21.000	13.000	1.000	-	-	-	-	-	-
MANTO II y III	21.500	23.950	26.500	29.000	32.000	33.000	31.000	32.100	32.000	35.000	35.000	34.000
OTROS	0	0	0	5.000	21.600	41.300	45.400	49.600	60.100	117.500	142.600	156.700
TOTAL CUATRI	268.000	271.550	270.550	273.000	278.600	279.200	273.000	278.600	279.200	273.000	278.600	279.200
TOTAL AÑO	810.100			830.800			830.800			830.800		

PROGRAMA DE PREPARACIONES HORIZONTALES 1,997 (SIMSA) METRADOS

Cuenta	Zonas	Ubicacion	Seccion	Long	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Sep	Oct	Nov	Dic	
EXPLORACIONES																	
974-302	Gal. 710	Cota 1455	3.5 x 3	595	40	10	25	80	80	90	80	90	80	20			
974-302	Cx. 800 E	Cota 1455	3.5 x 3	35		30	5										
974-302	Cx. 800 W	Cota 1455	3.5 x 3	10			10										
974-302	Cx. 920 W	Cota 1455	3.5 x 3	10					10								
974-302	Cx. 1010 W	Cota 1455	3.5 x 3	10							10						
974-302	Cx. 1150 W	Cota 1455	3.5 x 3	10										10			
974-302	Cx.1270 W	Cota 1455	3.5 x 3	10											10		
RECUPERACIONES ZONA SUR				680	40	40	40	80	90	90	90	90	90	90	30	0	0
901-139																	
RECUPERACIONES AREA A 3B				0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
901-139																	
RECUPERACIONES AREA 4A				0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
901-139																	
RECUPERACIONES AREA 17				0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
901-139	Cx.1405 E		3.5 x 3	30	15	15											
901-139	Cx.1405 W		3.5 x 3	40	20	20											
901-139				70	35	35	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	
RECUPERACIONES 2A				0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	
901-139																	
RECUPERACIONES 5A				0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	
901-139																	
RECUPERACIONES 5B				0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	
901-139	Variante Rp. 360 I		3.5 x 3	140	40	40	40	20									
901-139	Acc.395 E		3.5 x 3	15				15									
901-139	Acc. 355 E		3.5 x 3	15				15									
901-139	Variante Rp.360 II		3.5 x 3	110					40	40	30						
901-139	Camara 395 E		3.5 x 3	5						5							
901-139	Camara 390 E		3.5 x 3	5							5						
RECUPERACIONES RPA 725				290	40	40	40	50	40	45	35	0	0	0	0	0	
901-139				120	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	
AREA 9II - 15				120	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	
901-101	Rp.725 N		4 x 3.5	120	20	20	20	20	40								
	Rp.1010 S		4 x 3.5	60	20	20	20										
	Acc. 935 E		4 x 3.5	20				20									
AREA 21				200	40	40	40	40	40	0	0	0	0	0	0	0	
901-101	Frte 1480 S	Cota 1845	4 x 3.5	50			20	30									
901-101	Frte 1420 E		4 x 3.5	5					5								
901-101	Cx 1480 E	Cota 1845	4 x 3.5	15	15												
901-101	Cx 1390 W	Cota 1858	4 x 3.5	20					20								
901-101	Frte 1390 S	Cota 1862	4 x 3.5	90						10	20	20	20	20			
901-101	Frte 1330 N	Cota 1852	4 x 3.5	90						10	20	20	20	20			
AREA 24				270	15	0	20	30	25	20	40	40	40	40	40	0	
901-101	Frte 1810 SE	Cota 1793	4 x 3.5	10						10							
AREA 23				10	0	0	0	0	0	10	0	0	0	0	0	0	
901-101	Acc. 1690 NW		4 x 3.5	95	30										30	35	
AREA 18 ALFONSO				95	30	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	30	35
901-101	Rpa 1105 (+)	Cota 1846	4 x 3.5	240	20	20	25	0	0	0	20	35	30	30	30	30	
	Frte 1090 S	Cota 1845	4 x 3.5	25									25				
	Acc 1105 E (-)	Cota 1846	4 x 3.5	30		15	15										
	Acc 1180 E (-)	Cota 1855	4 x 3.5	35				15	15	5							
	Acc 1210 S (-)	Cota 1863	4 x 3.5	40											40		
	Acc 1210 S (-)	Cota 1868	4 x 3.5	30												30	
	Cx 1105 E (En T)	Cota 1850	4 x 3.5	25										25			
	Cx 1105 W (-)	Cota 1870	4 x 3.5	45											20	25	
AREA 17 ALFONSO				470	20	35	40	15	15	5	20	35	55	55	90	85	
901-101																	
AREA 18 JESUS				0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	
901-101																	
AREA 13 - UNCUSH				0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	
901-101	Rp. 670 (+)		4 x 3.5	300	20	20	20	10	10	10	20	20	20	50	50	50	
901-101	Camara 695 E		4 x 3.5	5						5							
901-101	Acc. 590 E		4 x 3.5	30		20	10										
AREAS 23-26-29-3134 ARCOPUNCO				335	20	40	30	10	10	15	20	20	20	50	50	50	
901-101	Rp. 1855 (+)		4 x 3.5	250					10	30	50	60		70	30		
	Base economica		4 x 3.5	150	15	20	40	40	35								
	Accesos - Camaras		4 x 3.5	200						50			50		50		
901-101				600	15	20	40	40	45	80	60	60	50	70	80	50	
TOTAL				3,140	265	260	260	275	275	275	265	255	265	255	260	230	

PROGRAMA DE PREPARACIONES HORIZONTALES 1,997 (CONTRATA) METRADOS

Cuenta	Zonas	Ubicacion	Seccion	Long	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Sep	Oct	Nov	Dic
EXPLORACIONES SUPERFICIE																
973-103	Huacrash	Aynamayo	2.1 x 2.4	350		70	70	70	70	70						
972-103	Uncush	Sur	2.1 x 2.4	210										70	70	70
EXPLORACIONES MINA																
974-102	Gal 540 N	Cota 1652	3.5 x 3	550	0	70	70	70	70	70	0	0	0	70	70	70
974-102	Cro 2365 V	Cota 1652	3.5 x 3	30	30						100	70				
974-102	Cro 2425 V	Cota 1652	3.5 x 3	30		30										
974-102	Gal 2550 S	Cota 1652	3.5 x 3	10			10									
974-102	Cro 2580 V	Cota 1652	3.5 x 3	10					10							
974-102	Cro 2770 V	Cota 1652	3.5 x 3	10						10						
				640	120	110	120	0	110	110	70	0	0	0	0	0
RECUPERACIONES ZONA SUR																
901-139	Cro 1150 E	Cota 1835	3.5 x 3	40	40											
901-139	Rpa 300	Cota 1855	3.5 x 3	135	50	50	35									
901-139	Acc 300	Cota 1825	3.5 x 3	55		20	35									
901-139	Acc 320 N	Cota 1829	3.5 x 3	30		20	10									
901-139	Acc 310 N	Cota 1834	3.5 x 3	40			10	30								
901-139	Acc 290 N	Cota 1842	3.5 x 3	45					20	25						
901-139	Acc 210 W	Cota 1860	3.5 x 3	35							35					
901-139	Acc 170 SE	Cota 1871	3.5 x 3	30								10	20			
901-139	Acc 190 E	Cota 1874	3.5 x 3	30						15	15					
901-139	Cro 210 E	Cota 1875	3.5 x 3	15						10	5					
901-139	Cro 210 E	Cota 1857	3.5 x 3	5									5			
901-139	Acc 230	Cota 1878	3.5 x 3	30								10	20			
901-139	Acc 270 SV	Cota 1884	3.5 x 3	30									30			
901-139	Acc 300 N	Cota 1884	3.5 x 3	15										15		
Zona Alfonso																
901-139	Ventana 17.	Cota 1865	1.5 x 1.5	30		20	10									
901-139	Rpa 180	Cota 2003	3.5 x 3	420			30	50	50	50	50	60	40	30	30	30
901-139	Acc 120 E	Cota 2014	3.5 x 3	25				20	5							
901-139	Acc 055 S	Cota 2022	3.5 x 3	40					25	10	5					
901-139	Acc 085 E	Cota 2025	3.5 x 3	10								10				
901-139	Acc 125 E	Cota 2030	3.5 x 3	10								10				
				1,070	90	110	130	100	100	110	110	105	110	45	30	30
SAN JUDAS																
901-101	Labores varias			0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
RECUPERACIONES AREA 4A																
901-139				0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
RECUPERACIONES AREA 17																
901-139				0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
RECUPERACIONES 2A																
901-139	Acc. 180 (-)		3.5 x 3	40	40											
901-139	Acc. 080 (-)		3.5 x 3	20		20										
901-139	Acc. 130 s (-)		3.5 x 3	40			20	20								
				100	40	20	20	20	0	0	0	0	0	0	0	0
RECUPERACIONES 5A																
901-139				0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
RECUPERACIONES 5B																
901-139				0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
RECUPERACIONES RPA 725																
901-139				0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
AREA 9II																
901-101				0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
AREA 15																
901-101				0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
AREA 21																
901-101	Rpa 1330 (-)	Cota 1868	3.5 x 3	25	15	10										
901-101	Camara 14f	Cota 1887	3.5 x 3	5				5								
901-101	Rp. 1510 (-)	Cota 1881	3.5 x 3	170	10	25	25				20	20	20	20	25	5
901-101	Acc 1495 E	Cota 1880	3.5 x 3	20				10	10							
901-101	Camara 13c	Cota 1900	3.5 x 3	20					20							
				240	25	35	25	15	30	0	20	20	20	20	25	5
AREA 24																
901-101	Cx 1765 N	Cota 1890	4 x 3.5	10					10							
				10	0	0	0	0	10	0	0	0	0	0	0	0
AREA 23																
901-101				0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
AREA 18 ALFONSO																
901-101				0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
AREA 17 ALFONSO																
901-101	Rp. 1345 (-)			110	30	30	30	20								
901-101	Cx. 1510			10				10								
				120	30	30	30	30	0	0	0	0	0	0	0	0
AREA 18 JESUS																
901-101				0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
AREA 13 UNCUSH																
901-101	Rp. 670 (-)			185	20	20	20	20	20	20	20	20	25			
				185	20	20	20	20	20	20	20	20	25	0	0	0
AREAS 23-26-29-31-34 ARCOPUNCO																
901-101	Cx. 1150 W	Cota 1652	3.5 x 3	110						20	30	30	30			
"	Cam 1165 l	Cota 1625	3.5 x 3	10						10						
"	Cro 2245	Cota 1625	3.5 x 3	10				10								
"	Cro 2545	Cota 1625	3.5 x 3	10								10				
"	Cro 2560	Cota 1625	3.5 x 3	150			70	80								
"	Cro 2770	Cota 1625	3.5 x 3	10								10				
"	Cro 2410	Cota 1625	3.5 x 3	30												
"	Rpa 2215	Cota 1560	3.5 x 3	630	0	0	0	0	70	80	80	80	80	80	80	80
"	Acc Alf 1	Cota 1668	3.5 x 3	50					30	20						
"	Acc Alf 2	Cota 1650	3.5 x 3	50						10	20	20				
"	Acc Alf 3	Cota 1640	3.5 x 3	50								10	20	20		
"	Cam 11651	Cota 1455	3.5 x 3	10										10		
				1,120	0	0	70	90	100	140	130	160	160	110	80	80
TOTAL				4,045	325	395	485	345	440	450	350	305	315	245	205	185

**6.5 Equipos Mina Actualmente
(Acarreo, Transporte y Extracción)**

EQUIPOS	CANT.	DISPONIBILIDAD MECANICA (%)					
		1991	1992	1993	1994	1995	1996
Scoop 3 ½	04	85	76	60	65	72	82
Scoop 6	08	70	65	73	66	79	82
Camiones 20 tm	02	59	52	77	63	81	70
Camiones 26 tm	03	84	91	72	77	62	70
Locomotoras	04	58	64	88	81	97	95
Carros mineros	25	83	89	79	71	83	83

CODIGO	EQUIPO	MARCA	MODELO	FECHA DE COMPRA	OBSERV.
002 - 060	SCOOP	WAGNER	ST 3 ½	1985	OPERATIV
002 - 070	SCOOP	WAGNER	ST 3 ½	1989	OPERATIV
002 - 071	SCOOP	WAGNER	ST 3 ½	1989	OPERATIV
002 - 072	SCOOP	WAGNER	ST 3 ½	1989	OPERATIV
002 - 061	SCOOP	WAGNER	ST 6C	1986	OPERATIV
002 - 062	SCOOP	WAGNER	ST 6C	1987	OPERATIVO
002 - 063	SCOOP	WAGNER	ST 6C	1987	OPERATIVO
002 - 064	SCOOP	WAGNER	ST 6C	1988	OPERATIVO
002 - 065	SCOOP	WAGNER	ST 6C	1988	OPERATIVO
002 - 066	SCOOP	WAGNER	ST 6C	1988	OPERATIVO
002 - 067	SCOOP	WAGNER	ST 6C	1989	REPARACION PROG.
002 - 068	SCOOP	WAGNER	ST 6C	1989	OPERATIVO

CODIGO	EQUIPO	MARCA	MODELO	FECHA DE COMPRA	OBSERV.
004 - 009	CAMION	WAGNER	MT-413-33	1986	OPERATIVO
004 - 020	CAMION	WAGNER	MT-420-33	1989	OPERATIVO
004 - 021	CAMION	WAGNER	MT-420-33	1989	OPERATIVO
004 - 030	CAMION	WAGNER	MT-426-33	1989	OPERATIVO
004 - 031	CAMION	WAGNER	MT-426-33	1989	OPERATIVO
004 - 032	CAMION	WAGNER	MT-426-33	1989	OPERATIVO

6.6 Uniformización de la Ley de Cabeza

En la explotación minera es frecuente efectuar mezclas de mineral provenientes de varios frentes de trabajo (tajos). La calidad de mineral cuantificable por las variables: “Ley de cabeza”, “contenido de impurezas”, “Forma de Tratamiento”, “Contenido de Humedad”, etc., varía de un tajo a otro.

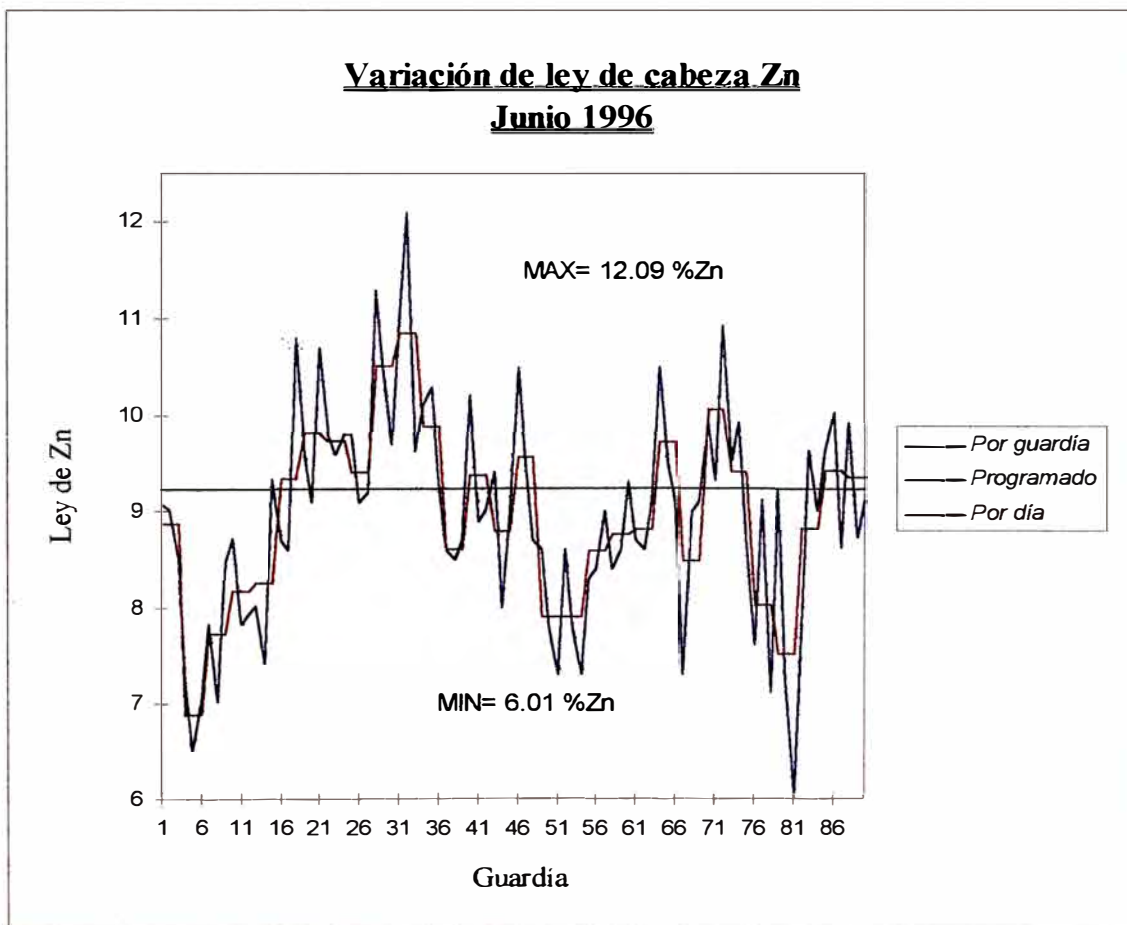
Para un eficiente beneficio de los minerales (buena recuperación y productos de calidad) es necesario evitar fuertes fluctuaciones de leyes de cabeza y prevenir de antemano las leyes con que se debe llegar a la planta, mediante un adecuado plan de producción; tendientes a una óptima utilización de los recursos y los medios de producción.

6.6.1 Objetivo

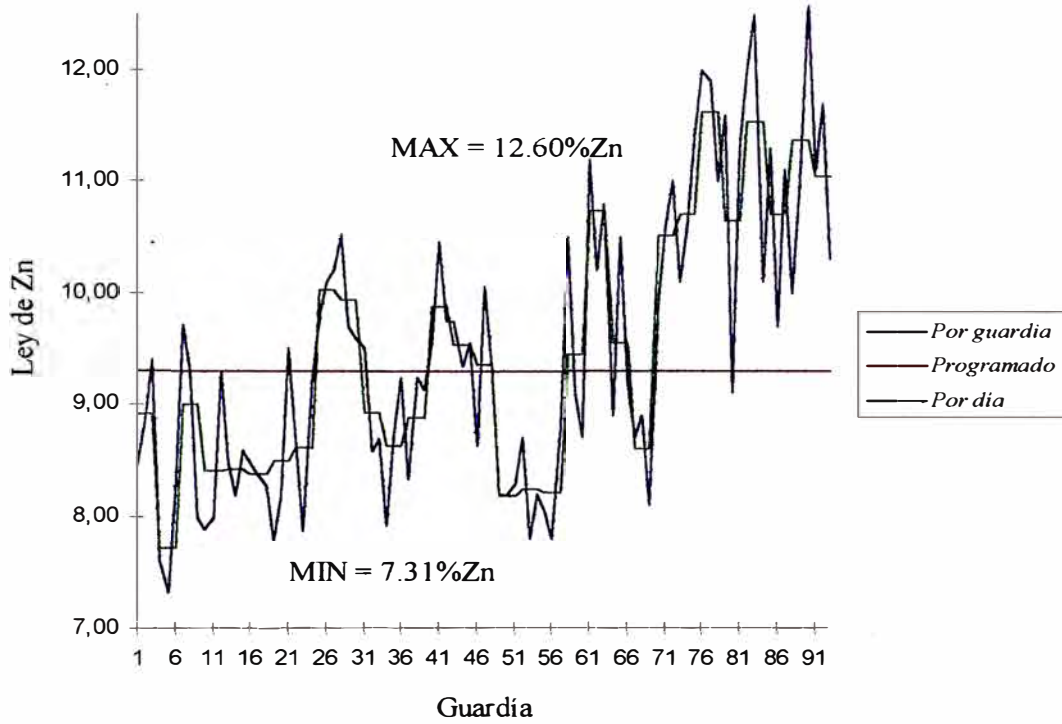
Mantener una ley de cabeza uniforme proveniente de mina (disminuir el rango de variaciones) lo que daría como resultado mejoras en los costos de tratamiento de planta y ganancia de TM finas.

6.6.2 Variación de la Ley de Cabeza en Planta

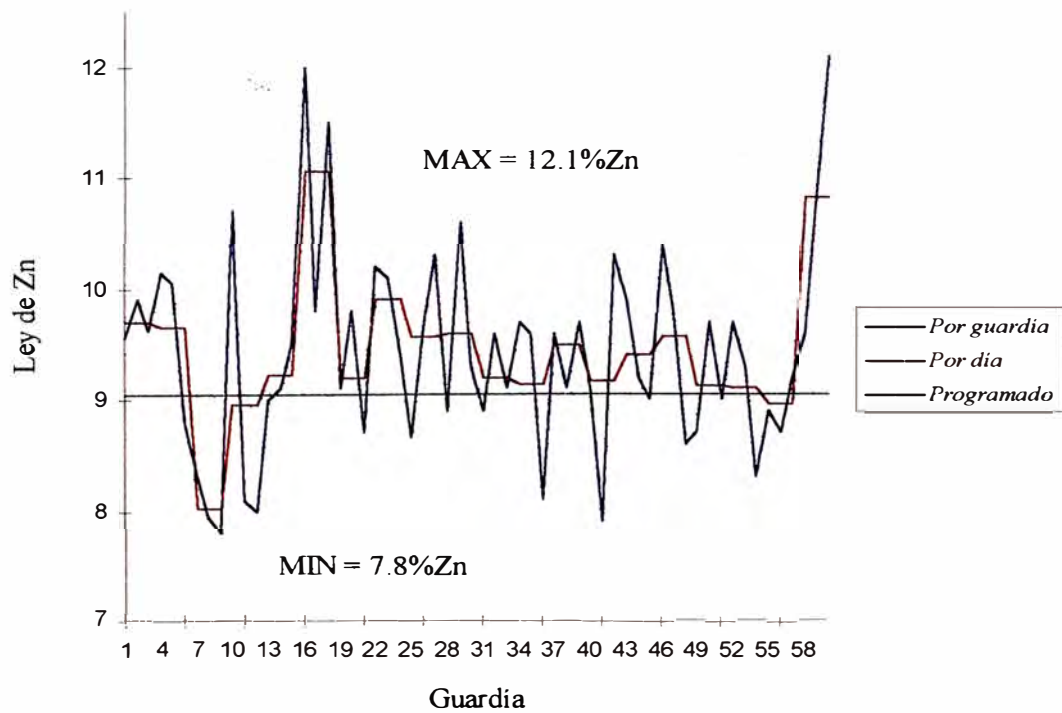
A continuación se presentan ejemplos (Gráficos) de variación de Leyes de Cabeza de algunos meses de 1996; en donde se observa claramente la diferencia de Leyes por Guardia y Día con respecto a la programada.



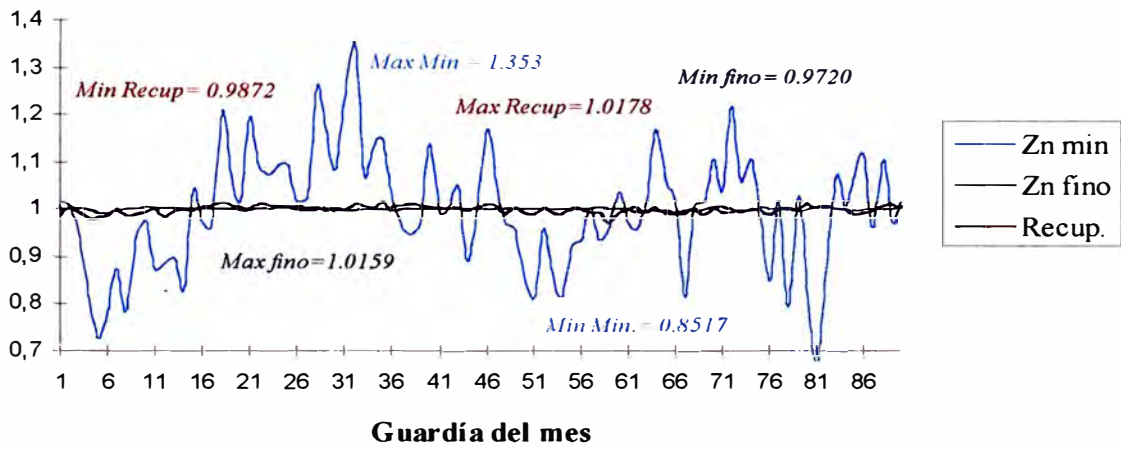
Variación de la ley de cabeza Zn
Septiembre 1996



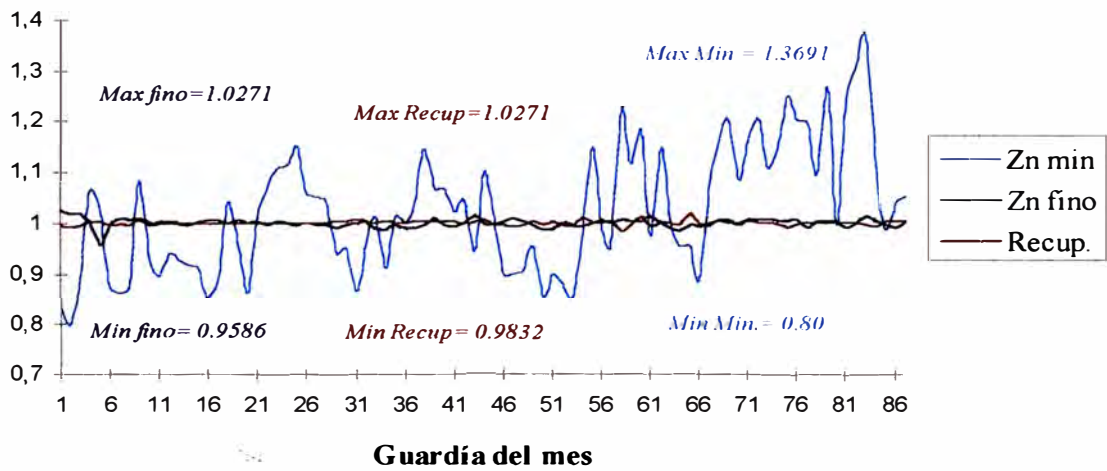
Variación de la ley de cabeza Zn
Diciembre 1996



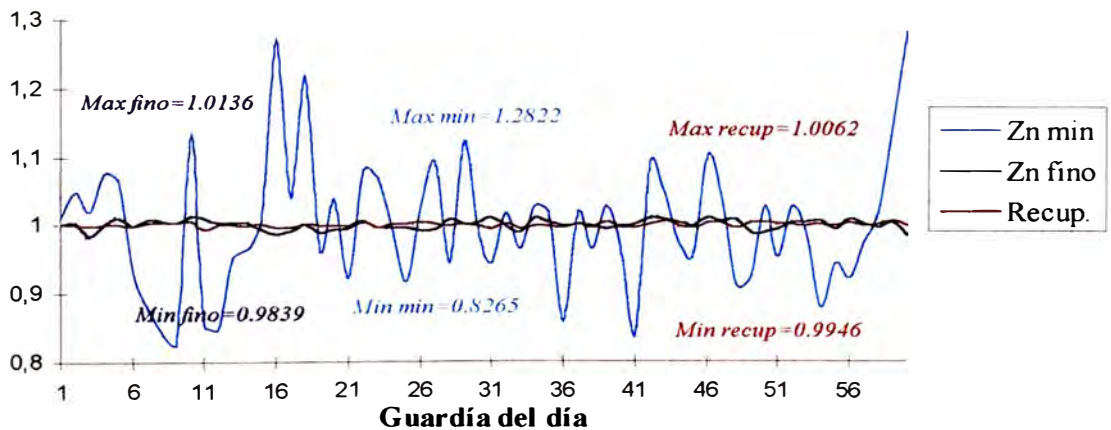
(%Ley min., % Zn fino, y recuperacion)/Programado
Junio 1996



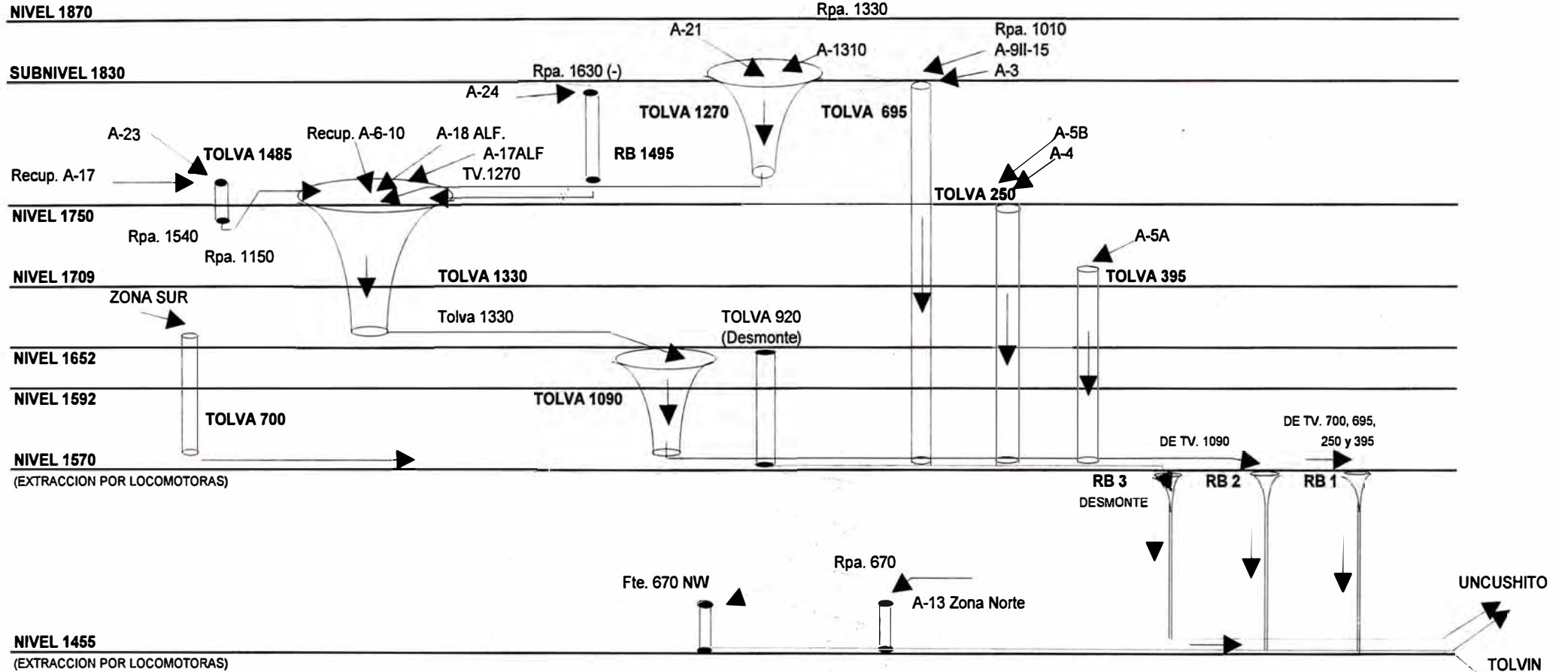
(% Ley min., %Zn fino y recuperación)/Programado
Septiembre 1996



(% Ley min., %Zn fino y recuperación)/Programado
Diciembre 1996

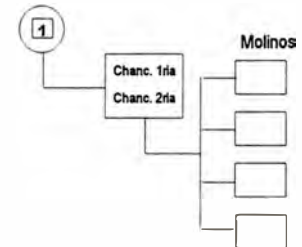


PROCESO DE EXTRACCION INTERIOR MINA



LEYENDA

- EXTRACCION MINERAL ———
- RPAS. PRINCIPALES ———
- EXTRACCION DESMONTE ———



6.6.3 Alternativas de solución al Problema

A) Desarrollo de un Programa mensual Optimo con el apoyo de la programación Lineal para el desarrollo de éste y otros modelos Matemáticos aplicativos.

B) Implementación de información y control de procesos “Proceso de Extracción” optándose por soluciones alternativas efectuando controles por guardia, cambiando metodologías de trabajo:

* Problema actual: ausencia de control en el echadero 1330 (70% de la producción)

* Distinguir 3 zonas de producción (1997):

1 - Echadero 1330

2 - Zona Sur

3 - Zona Norte (Ala Sur, Areas de recuperación)

- Característica principal: Desfase entre los tiempos de extracción de mineral, lo que añade una dimensión a la mezcla: TM/hr - ley - guardia.

- Tratar el problema de la mezcla primero en forma particular, luego globalmente.

- Dominar el Proceso de Extracción Mina

* El mineral de la Zona (1) debe ir directamente al Ore Pass 2 (RB2) los de la Zona (2) y Zona (3) que producen poco volumen deben acumularse por guardias, y extraerse haciendo campañas utilizando el RB 1 como Ore Pass; ganando así horas máquina en tiempo improductivo y mejorando el blending debido a que se puede muestrear en los Ores Pass.

ZONA (1) ----->

OBJETIVO A

ZONA (2) + (3) ----->

OBJETIVO B

Necesidad de tener un sistema de extracción y de control de los flujos TM-ley lo sencillo posible; para eficiencia en cada nivel (Operador, Supervisor de equipos, Ingeniero).

* Para dominar el desfase temporal, dar un esquema de trabajo para manejar la mezcla, no con flujos continuos sino por guardia; teniendo volúmenes de mineral (Cámaras de acumulación en tajos, cámaras de acumulación en echaderos (1330), y mineral en echaderos) con características bien definidas antes de ponerlos en el circuito.

* Incluir en el planeamiento diario todas las operaciones relacionadas:

- Acumulación : De mineral roto en tajeo a cámaras de acumulación.

- Carguío : De mineral acumulado a camiones.

- Transporte

1.- De cámaras a echaderos, por camiones

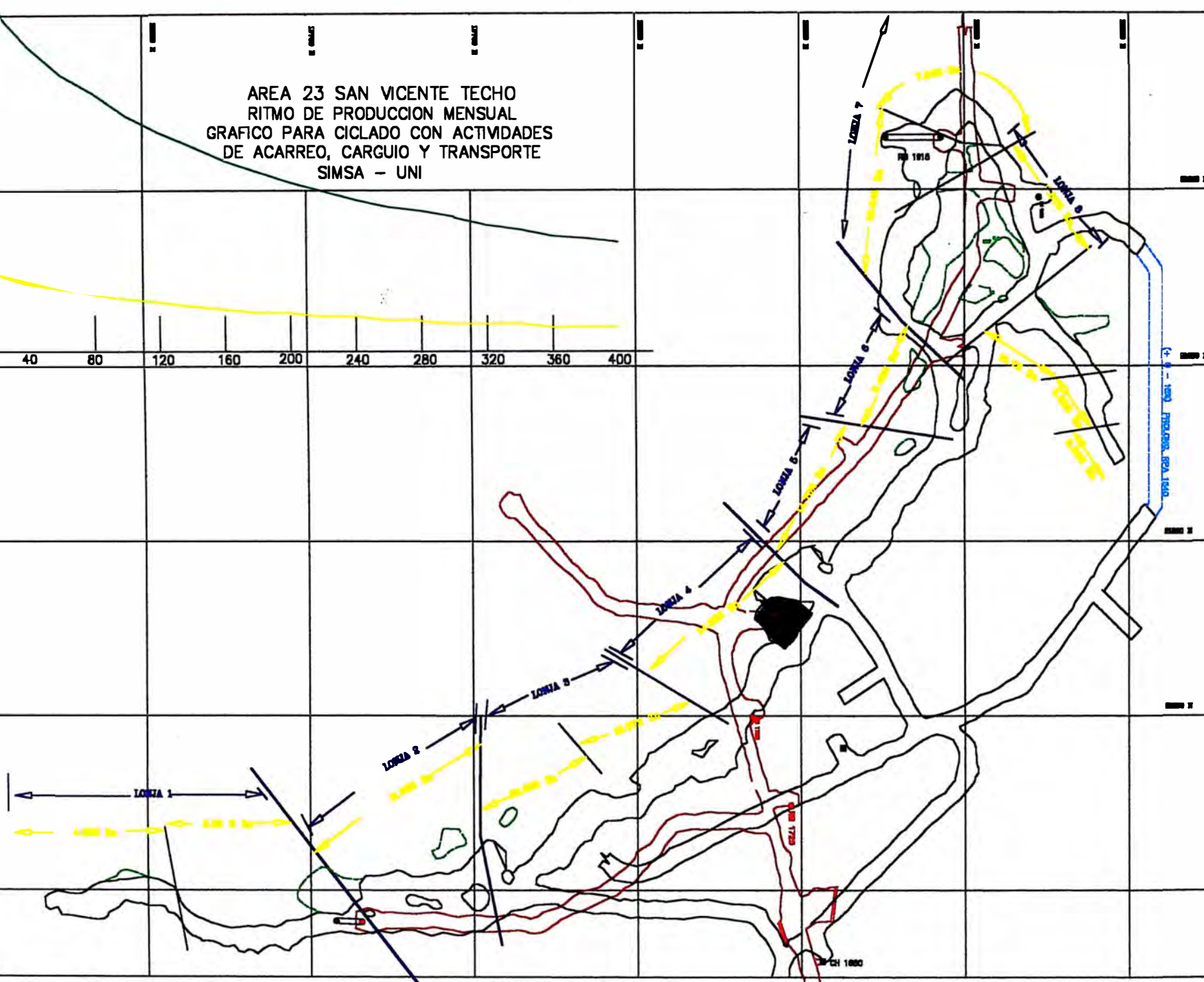
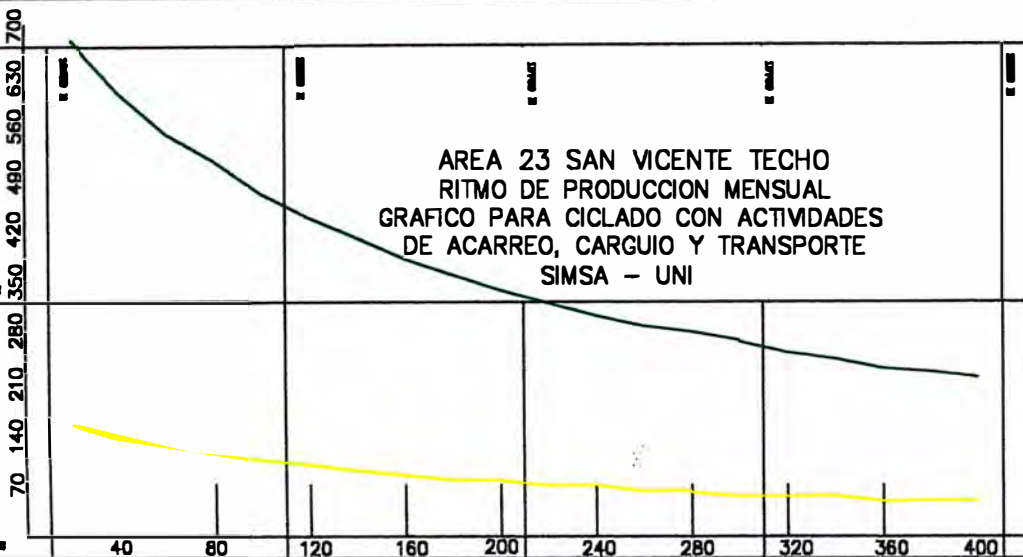
2.- De echaderos a Ore Pass, por locomotoras

3.- De Ore Pass a Planta Concentradora, por locomotoras

* Planeamiento basado sobre los datos obtenidos por guardia, manteniendo como apoyo la computación mediante el SISTEMA DE INFORMATICA MINA (SIOM), para lograr una mejor coordinación.

* Adecuada distribución de equipos en el programa de extracción horas-máquinas programadas por guardia (Scoops, camiones y locomotoras) por áreas y por tipo de

AREA 23 SAN VICENTE TECHO
RITMO DE PRODUCCION MENSUAL
GRAFICO PARA CICLADO CON ACTIVIDADES
DE ACARREO, CARGUIO Y TRANSPORTE
SIMSA - UNI



0 100 M

trabajo (Acumulación, carguío, transporte, relleno mecánico, etc); conocimiento de los standares TM-LEY-REND(TM/hr).

- * Educar al personal implicado en mejorar la calidad de la mezcla de mineral y el transporte de desmonte de las preparaciones.
- * Necesidad de tener un instrumento de análisis de muestras, seguro, rápido y de capacidad de tratamiento adaptada a las necesidades de la mina y realizar los trabajos que se indicarán seguidamente..

6.6.4 Justificación e Importancia del Proyecto

Las soluciones que se presentan al problema planteado es manera sencilla de enfoque a la labor cotidiana del Ingeniero de Minas y de todo aquel que interviene en el proceso. De la debida programación de la producción de mineral depende que se obtengan los resultados deseados en la Planta Concentradora cada día, y por ende del ejercicio diario y mensual.

En la práctica minera no se concedía la importancia al “blending” diario de mineral, y no por desidia sino por no evaluar diferentes alternativas en el proceso de extracción, según las exigencias del objetivo diario de producción y las restricciones del momento.

Se planteaba un blending “ideal” que nunca estaba acorde con la realidad en donde no se tomaba en cuenta: desperfectos de algún equipo LHD durante la extracción, no trabajar con rendimientos, asumir leyes que en el campo eran otras producto de la dilución, etc. Así, el Ingeniero de Guardia se veía limitado a establecer un “blending” aproximado, basado únicamente en su experiencia y criterio profesional.

Era práctica común enviar mineral pobre o diluído durante las primeras semanas de cada mes con el fin de “ganar tonelaje”, y recién incrementar la ley de cabeza a partir de las siguientes semanas con la finalidad de “balancear” el logro de los objetivos en tonelaje y la ley de ese mes. Sin embargo el daño causado al proceso de concentración es irreversible.

La solución adecuada del problema del “blending” de mineral para cada día resulta ser entonces de importancia capital para la buena marcha del negocio minero, junto con el establecimiento de una estructura organizacional eficiente.

El Proyecto plantea una metodología de Planeamiento a Corto Plazo (3 años) basada en criterios y aternativas, antes de aplicar académicamente ciertos criterios de optimización matemática, se trata de obtener una solución que satisfaga diferentes metas.

El utilizar un Modelo Simplificado implica mantener un Departamento dedicado exclusivamente a ello, contar con gente especializada y la implementación de la automatización y control de procesos en la operación minera, junto con la modernización de los procedimientos de organización, control y operación. Todo ésto llevaría a la construcción de un modelo complejo que considere todos los detalles como: Establecimiento de los ciclos de minado según los métodos de explotación, utilización de equipos en cuanto a capacidad y disponibilidad, seguridad, etc., lo que implicaba destinar considerables números de horas-hombre para la recolección y preparación de la data, así como tiempo en su implementación.

6.6.5 Descripción de los trabajos a realizarse, Equipos y Personal requeridos

Trabajos a Realizarse

Como se dijo el problema principal se encuentra en el echadero 1330 el cual abarca un 70% (Ver diagrama: Proceso de Extracción Interior Mina) de la Producción total de la mina y encontrar las medidas correctivas que nos lleven a una uniformización de la ley de cabeza en éste echadero casi logrando el objetivo, ya que los otros echaderos no son representativos en cuanto a Ley y Tonelaje.

Comúnmente es recomendable tener cámaras o canchas de acumulación cercanas a la Planta Concentradora en donde mediante un cargador frontal se realice el Blending; pero en SIMSA no puede realizar de ésta forma por no contar con el espacio suficiente; además el mineral para llegar a Planta recorre muchas etapas en donde las leyes varían significativamente.

Si bien es cierto el trabajo de acumulación de mineral en cámaras en los tajeos (Ver plano: Area 23 SVT, **el desarrollo de éstas cámaras deben estar incluidas dentro del programa de sobrerotura en desmonte de los tajeos**) sirve como un apoyo al Proceso del Blending, no es suficiente por lo que se ve la necesidad de crear grandes Cámaras de Acumulación cercanas al echadero 1330. Para lo cual se tienen que realizar los siguientes trabajos:

1. Una galería de 100m. aproximadamente; paralela a la galería que sirve de acceso al Echadero 1330, que sirva de ingreso a los camiones provenientes de los Tajeos para la descarga de mineral en las Cámaras.
2. Tres Cámaras de acumulación debidamente sostenidas que puedan acumular aproximadamente 700 TM cada una. Dimensiones:
 - 30m. de Largo
 - 4m. de Ancho
 - 6m. de Altura (Se requiere esta altura para que el camión pueda descargar)
 - 2m. de Altura de apilamiento
3. Una Cabina donde se realizará las debidas coordinaciones.

Equipos Requeridos

Luego de realizados los trabajos mencionados se requiere apoyo de los siguientes equipos:

1. Un Scoop de 6yd³, que se encargue de realizar la mezcla de mineral.
2. Un Equipo de Análisis de Muestras por Absorción Atómica.
3. Una Microcomputadora.

Personal Requerido

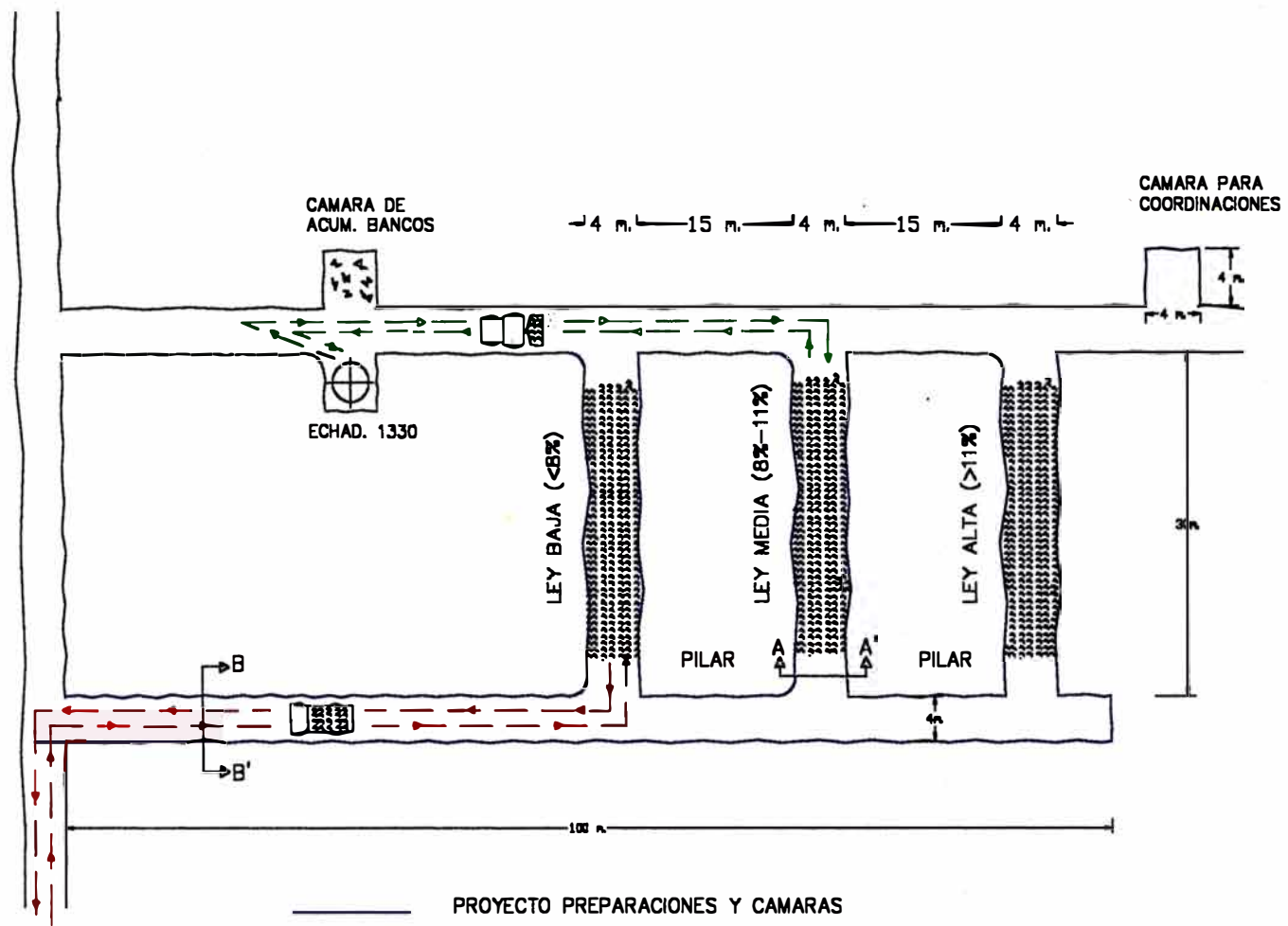
1. Tres Operadores de Scoop (Uno por guardia).
2. Tres Supervisores de la Mezcla y de la distribución de los camiones (Uno por guardia).

Obs. Los analistas de muestras y personal de toma de muestras será el mismo que trabaja actualmente en el Departamento de Laboratorio Químico y Geológico respectivamente.

Entonces Los Trabajos que se realizaran son:

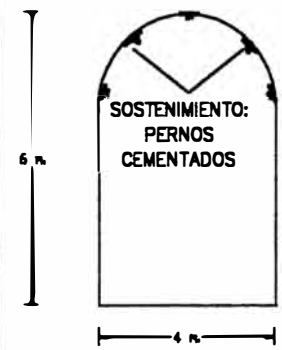
- 1.- 100m. de Galería. (Sección 4x3.5).
- 2.- 90m. de Longitud de Cámaras (Sección 4x3.5).
- 3.- 5m. de Longitud para Cabina.
- 4.- Realce de cada cámara para crear altura de descarga del camión.
- 5.- Pernos Swellex como Sostenimiento en las Cámaras.

GALERIA 255 - NIVEL 1750

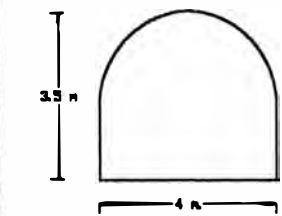


- PROYECTO PREPARACIONES Y CAMARAS
- RUTA DEL CAMION (ACUM. DE MINERAL)
- RUTA DEL SCOOP (LIMPIEZA DE MIN.)

SECCION A-A'



SECCION B-B'



FUND. MIRANDO EL GOBIERNO	COMPAÑIA MINERA SAN IGNACIO DE MOROCOCCHA S.A. Unidad San Vicería - Depto. de Ingenieros
ESCALA: 1:4	PROYECTO : "CAMARAS DE ACUMULACION" SECCION MIRANDO DE PLANTA
FECHA: DIC 1988	

6.6.6 Programa de Actividades (preparaciones)

**PROYECTO: UNIFORMIZACION DE LA LEY DE CABEZA
PROGRAMACION DE ACTIVIDADES**

Nro.	ACTIVIDAD	RESPONSABLE	JUL '96				AGO '96				SEP '96				OCT '96				NOV '96				DIC '96			
			1	2	3	4	1	2	3	4	1	2	3	4	1	2	3	4	1	2	3	4	1	2	3	4
1	Acondicionamiento e Instalaciones	Mantenimiento	■	■	■	■																				
		Servicios Auxiliares	■	■	■	■																				
2	Perf., Voladura y Limpieza Galería	Mina					■	■	■	■	■															
3	Perf., Voladura y Limpieza Cámaras	Mina									■	■	■	■												
4	Perf., Voladura y Limpieza Cabina	Mina												■												
5	Realce en Cámaras	Mina													■	■	■	■								
6	Sostenimiento	Contrata													■	■	■	■	■	■	■	■				
7	Hermetización de cabina y complem.	Servicios																					■	■	■	■
8	Retiro de Instalaciones	Mantenimiento																					■	■	■	■
		Servicios Auxiliares																					■	■	■	■
9	Conexión en Red de la Computadora	Informática																								■
10	Instalación del Equipo de Análisis	Planta Concentra.																								■

NOTAS:

- * El Avance de las Galería, Cámaras y Cabina se realiza con un disparo por día.
- * De igual forma en los Realces en las Cámaras
- * La eficiencia de la contrata de Sostenimiento es de 20 tal. por guardia-día
- * Todo esto se realiza en forma lenta para no entorpecer los trabajos de producción

6.6.7 Aplicación del Modelo Matemático al Planeamiento en la Mina San Vicente

APLICACION (1)

El modelo está desarrollado en base a la teoría de Programación Lineal; nos permitirá determinar el tonelaje a extraerse de cada frente de trabajo (tajo), de tal modo, que se entregue a la planta de beneficio, mineral en la cantidad y calidad requeridas por la misma sin excesivas fluctuaciones.

1).- PRESENTACION DE LOS DATOS

A) FUNCION OBJETIVO

La contribución en cada tajeo está dada por la siguiente fórmula:

$$V_p = \text{Ton} \times \text{Ley} \times R \times \text{Cot.}$$

Siendo:

$$R = 0,80$$

$$\text{Cot.} = 1.250 \text{ \$/TM (Cotización a Febrero de 1997)}$$

El costo mineral (\$/TM) promedio para la mina está distribuída de la siguiente manera:

Mina	\$ 11,720
Planta	\$ 2,906
Energía	\$ 2,354
Talleres	\$ 1,937
Serv. Gens.	\$ 6,351
Explor. S.V.	\$ 3,907
Total:	\$ 29,175

Para efectos de éste problema se denominará margen económico o máxima contribución, a la sumatoria de las diferencias entre el valor de la producción y el costo de mineral en cada tajo.

Entonces nuestro objetivo será maximizar el margen económico y nuestra función objetivo será la que se muestra en la tabla 1.

B) RESTRICCIONES

B.1 Restricciones por Rendimiento de Perforación (PIES PERF./TM).

Los equipos de perforación llamados Boomers trabajan en diferentes zonas de minado, en San Vicente el Rendimiento varía dependiendo del tipo de terreno donde se trabaja y del porcentaje de frentes que realizan para la explotación; se analizado determinándose:

	REND. (PIES PERF./TM)
	PRODUCCION
- RECUPERACION	2,86
- TIPOS DE MANTOS	
• SVT - SVP - ALF	2,90
• SVT (AREAS 20 y 23)	2,81
• JESUS	2,99
• I y II	3,20

Siendo el número de PIES PERF. por mes de 185.000, la tabla 2 presenta los datos.

B.2 Restricciones por Horas-Hombre

El Standar Horas-Hombre en la mina se encuentra en el cuadro siguiente, siendo el número promedio de horas utilizados al mes de 54.000 Hrs al mes.

STANDAR (HORAS-HOMBRE)	
(HORAS/TM)	
- RECUPERACION	0,860
- TIPOS DE MANTOS	
• SVT - SVP - ALF	0,782
• SVT (AREAS 20 y 23)	0,704
• JESUS	0,782
• II y III	0,938

B.3 Restricciones por Capacidad de Acarreo (Horas en Producción)

Como se dijo se trabaja con Scoop de 3,5yd³ y 6yd³ para producción en los tajos dependiendo de ciertas características para el uso de cada uno de éstos. En la tabla 3 se encuentran las horas que requieren cada tajo para llegar a la producción programada en su respectiva labor, además del tipo de scoop a utilizar.

B.4 Restricciones por Leyes en Mina

Según los trabajos que se realizarán el año próximo tendrán como objetivo uniformizar la ley de cabeza de mina y reducir el índice de variaciones.

Para ello se estima que:

LEY MAXIMA DE TRATAMIENTO DE LA CONCENTRADORA = 9,5%
LEY MINIMA DE TRATAMIENTO DE LA CONCENTRADORA = 8,5%

B.5 Restricciones por Porcentaje de Recuperación.

El porcentaje de Recuperación de la Planta Concentradora de la Mina San Vicente es de 92,5%.

El tonelaje programado para el mes en estudio es de $68.200 \times 9,03 \times 0,925/100 = 5696,58$ TM.

Los resultados se observan en la Tabla 4.

B.6 Restricciones por Límite de Producción Explotable.

Los Tajos pueden producir una cierta cantidad de mineral mínima y máxima según los requerimientos del programa de Producción de 1997, obedeciendo a muchas condiciones como Geológicas, Relleno Hidráulico, Ventilación, preparaciones, Etc.

En la Tabla 5 se muestran éstos tonelajes.

ASIGNACION DE INCOGNITAS A LOS TAJOS

PROGRAMA MENSUAL EN ESTUDIO

NIVEL ACCESO	AREA DE TRABAJO	VARIABLE	TM	%LEY
1709	Recup. Area 3A y 3B	X1	2.500	12,39%
1709	Recup. Area 4A y 4B	X2	1.500	13,13%
1750	Recup. Area 6 y 10	X3	4.000	10,28%
1750	Recup. Area 17	X4	2.000	8,17%
1652	Recup. Area 2A y 2B	X5	2.000	11,97%
1592	Recup. Area 5A	X6	1.000	10,01%
1592	Recup. Area 5B	X7	1.500	11,87%
1652	Recup. Rpa.725 Inferior	X8	5.000	13,50%
1750	SVT 9-II - 800	X9	1.000	13,50%
1750	SVT 9-II/15 - 900	X10	2.500	5,39%
1750	SVT 15 - 1000	X11	1.000	5,65%
1750	SVT+SVP 18 - 1500	X12	1.200	5,65%
1750	SVT+SVP 21 - 1500	X13	1.500	5,27%
1750	SVT+SVP 21 - 1600	X14	2.500	5,40%
1750	SVT+SVP 21 - 1700	X15	3.700	5,85%
1750	SVT 24 - 1900	X16	6.000	5,85%
1652	SVT 20 - 1700	X17	1.100	8,19%
1652	SVT 23 - 1800	X18	5.500	7,41%
1652	SVT+SVP 23 - 1900	X19	6.500	13,00%
1750	Alf 18 - 1200	X20	2.500	8,41%
1750	Alf 17 - 1300	X21	1.000	6,26%
1750	Alf 17 - 1400-1500	X22	2.000	6,26%
1750	Jes 18 - 1300 Sup	X23	5.700	9,78%
1455	II y IIP 12 - 600	X24	1.500	8,16%
1455	II y IIP 13 - 700	X25	3.500	8,16%
	TOTAL	25	68.200	9,03%

TABLA 1

FUNCION OBJETIVA

VARIABLE	VALOR MINERAL	COSTO PRODUCCION	DIFERENCIA COSTOS
X1	121,77	29,18	92,60
X2	129,04	29,18	99,87
X3	101,03	29,18	71,86
X4	80,30	29,18	51,12
X5	117,64	29,18	88,47
X6	98,38	29,18	69,20
X7	116,66	29,18	87,48
X8	132,68	29,18	103,50
X9	132,68	29,18	103,50
X10	52,97	29,18	23,80
X11	55,53	29,18	26,35
X12	55,53	29,18	26,35
X13	51,79	29,18	22,62
X14	53,07	29,18	23,90
X15	57,49	29,18	28,32
X16	57,49	29,18	28,32
X17	80,49	29,18	51,32
X18	72,83	29,18	43,65
X19	127,77	29,18	98,59
X20	82,65	29,18	53,48
X21	61,52	29,18	32,35
X22	61,52	29,18	32,35
X23	96,12	29,18	66,94
X24	80,20	29,18	51,02
X25	80,20	29,18	51,02

$$\text{MAX. CONTRIBUCION} = \sum_{i=1}^{25} C_i X_i$$

Donde:

C_i = Diferencia de Costos ó contribución por TM de mineral del tajo

X_i = Tonelaje Optimo del Tajo.

TABLA 3

RESTRICCION HORAS EQUIPO EN PRODUCCION

VARIABLE	HRAS. SCOOP 3,5YD3	HRAS. SCOOP 6YD3	STANDAR (Hr/TM) SC 3,5YD3	STANDAR (Hr/TM) SC 6YD3
X1	50,27		0,020	
X2	54,64		0,036	
X3		69,81		0,017
X4	75,20		0,038	
X5				
X6				
X7				
X8		58,94		0,012
X9		15,62		0,016
X10		31,23		0,012
X11		32,59		0,033
X12	33,17	41,69	0,028	0,035
X13	44,22	55,59	0,029	0,037
X14	47,72	61,92	0,019	0,025
X15	50,27	61,63	0,014	0,017
X16		141,42		0,024
X17		43,63		0,040
X18		114,21		0,021
X19		159,26		0,025
X20		67,35		0,027
X21		35,96		0,036
X22		19,84		0,010
X23		95,79		0,017
X24	46,31		0,031	
X25	86,05		0,025	

$$\sum_{i=1}^{25} C_i X_i \leq \begin{matrix} 487,85 & \text{ó} & 1050,00 \\ (\text{SC } 3,5\text{yd}3) & & (\text{SC } 6\text{yd}3) \end{matrix}$$

Donde:

C_i = Standar (Hr/TM) de cada tajo en Producción.

X_i = Tonelaje Optimo del Tajo.

TABLA 4

RESTRICCION POR % DE RECUPERACION

VARIABLE	RECUPERACION
X1	0,11
X2	0,12
X3	0,10
X4	0,08
X5	0,11
X6	0,09
X7	0,11
X8	0,12
X9	0,12
X10	0,05
X11	0,05
X12	0,05
X13	0,05
X14	0,05
X15	0,05
X16	0,05
X17	0,08
X18	0,07
X19	0,12
X20	0,08
X21	0,06
X22	0,06
X23	0,09
X24	0,08
X25	0,08

$$\sum_{i=1}^{25} C_i X_i \geq 5694$$

Donde:

C_i = % de Recuperación del Tajo.
 X_i = Tonelaje Optimo del Tajo.

TABLA 5

PRODUCCION MINIMA Y MAXIMA EXPLOTABLE

VARIABLE	PRODUCCION MINIMA	PRODUCCION MAXIMA
X1	500	2500
X2	1000	3000
X3	1000	4000
X4	2000	3000
X5	500	3000
X6	1000	3500
X7	1000	1500
X8	4000	5500
X9	500	3000
X10	2000	3000
X11	1000	2000
X12	1000	2500
X13	1000	3000
X14	2500	3000
X15	2000	4500
X16	6000	7000
X17	1100	3000
X18	1300	7500
X19	1500	7800
X20	1500	2500
X21	1000	2000
X22	1000	3000
X23	2800	6500
X24	1500	4000
X25	3500	4000

$X_i > P_{max}$.

$X_i \leq P_{min}$.

2).- CORRIDA DEL MODELO MEDIANTE UN PAQUETE COMPUTARIZADO

Los modelos matemáticos de Programación Lineal son usados generalmente para resolver problemas de diferentes áreas, tales como: negocios, administración, planificación, ingeniería, economía, defensa, etc.

Dichos modelos son resueltos por el método SIMPLEX; éste método consiste en un procedimiento algebraico que progresivamente se acerca a la solución óptima a través de un proceso iterativo bien definido, hasta que alcance finalmente la respuesta óptima.

Un problema del mundo real, puede tener varias decenas, centenas, e incluso miles de variables y restricciones. Esto se hace sumamente largo y tedioso su resolución por el método manual o mecánico, pero gracias a los avances tecnológicos se pueden resolver éste tipo de problemas utilizando programas computarizados, lo cual facilita enormemente la resolución de los mismos.

Para la solución del MODELO MINERO DE PROGRAMACION LINEAL, se utiliza el programa QUANTITALIVE BUSINESS SYSTEMS (QBS).

CONTRIBUCION PROGRAMA CONVENCIONAL	=	US\$ 4.069,016
CONTRIBUCION PROGRAMA OPTIMO		US\$ 4.231.583

Luego el beneficio económico que nos produce el modelo es de US\$4.231.583 - US\$4.069.016 = US\$ 171.566 El modelo además nos proporciona una sólida herramienta de decisión en la cual se consideran todos los parámetros de la producción tanto de Geología, Mina, Planta, así como precio de los minerales, costos, etc.

3).- ANALISIS DE SENSIBILIDAD

La solución óptima que se ha obtenido por el modelo matemático puede no ser la más adecuada para el problema real. Se recurrirá entonces al análisis pos óptimo, el cual consiste en la realización de un análisis de sensibilidad para determinar que parámetros del modelo son los más críticos para determinar la solución.

Por lo tanto, después de identificar los parámetros sensibles se deben realizar estimaciones más cercanas y cuidadosas de cada uno de ellos. Con frecuencia existe alguna flexibilidad sobre los valores asignados a parámetros que tienen relación con algunas metas, tales como la capacidad instalada de tratamiento en concentradora, las leyes y los rangos de tonelaje a extraer por tajeo. También se examina si algunos parámetros se pueden aumentar mientras otros disminuyen. El análisis pos óptimo incluyen la investigación de éstos trueques.

EL siguiente cuadro muestra el resultado llamado Programa Optimo.

PROGRAMA OPTIMO MENSUAL

NIVEL ACCESO	AREA DE TRABAJO	TM	%LEY
1709	Recup. Area 3A y 3B	2.500	12,39%
1709	Recup. Area 4A y 4B	2.648	13,13%
1750	Recup. Area 6 y 10	4.000	10,28%
1750	Recup. Area 17	2.000	8,17%
1652	Recup. Area 2A y 2B	3.000	11,97%
1592	Recup. Area 5A	2.754	10,01%
1592	Recup. Area 5B	1.500	11,87%
1652	Recup. Rpa.725 Inferior	5.500	13,50%
1750	SVT 9-II - 800	3.000	13,50%
1750	SVT 9-II/15 - 900	2.000	5,39%
1750	SVT 15 - 1000	1.000	5,65%
1750	SVT+SVP 18 - 1500	1.000	5,65%
1750	SVT+SVP 21 - 1500	1.000	5,27%
1750	SVT+SVP 21 - 1600	2.500	5,40%
1750	SVT+SVP 21 - 1700	2.000	5,85%
1750	SVT 24 - 1900	6.000	5,85%
1652	SVT 20 - 1700	1.100	8,19%
1652	SVT 23 - 1800	1.300	7,41%
1652	SVT+SVP 23 - 1900	7.800	13,00%
1750	Alf 18 - 1200	1.500	8,41%
1750	Alf 17 - 1300	1.000	6,26%
1750	Alf 17 - 1400-1500	1.000	6,26%
1750	Jes 18 - 1300 Sup	2.800	9,78%
1455	II y III 12 - 600	1.500	8,16%
1455	II y III 13 - 700	3.500	8,16%
	TOTAL	63.903	9,09%

APLICACION (2)

Esta aplicación está referida al Proyecto “Uniformización de La Ley de Cabeza”. El mineral acumulado en las cámaras A, B, C necesita una debida mezcla que ingrese al echadero 1330.

A = “Cámara de Ley Baja”
X1 = Tonelaje Optimo de Cámara A.

B = “Cámara de Ley Media”
X2 = Tonelaje Optimo de Cámara B.

C = “Cámara de Ley Alta”
X3 = Tonelaje Optimo de Cámara C.

El Planeamiento del día, se realiza en la primera guardia. Por lo que se necesita saber que tendencia de ley (baja o alta) de rotura de mineral se tendrá en las siguientes 2 guardias para utilizar debidamente el mineral de las cámaras de ley baja o alta según sea el requerimiento.

Ejemplo:

Se tiene la primera guardia de día “y”, en donde el mineral acumulado en cámaras es el siguiente:

X1 = 400,	LEY = 6,3 %
X2 = 500,	LEY = 9,2%
X3 = 400,	LEY = 12,2%

En la próxima guardia (2da), se tiene programado; poca rotura de mineral de ley alta; por lo que se requiere moderadamente utilizar éste tipo de mineral que se tiene acumulado en la cámara “C”.

Entonces:

FUNCION OBJETIVO

MINIMIZAR: **X2 + X3**

RESTRICCIONES

1). Por máximo tonelaje

$X1 < 400$
 $X2 < 500$
 $X3 < 400$

Tonelaje que se encuentra acumulado en cada una de las cámaras.

2). Por Mínimo tonelaje

$X1 > 150$
 $X2 \geq 150$
 $X3 \geq 150$

Este tonelaje se define dependiendo del volúmen de mineral futuro a romper menos la capacidad de acumulación en las cámaras.

3). Por mínimo requerimiento de mineral en el echadero

$$X1 + X2 + X3 \geq 650$$

Para cumplir con el programa de la guardia se requiere como **mínimo** el tonelaje de 650, que es producto de la mezcla de las 3 cámaras.

4). Por máximo rendimiento del scoop en acarreo o limpieza (mezcla)

$$X1 + X2 + X3 \leq 840$$

El rendimiento del scop se puede definir con bastante aproximación; debido a que es un caso a parte el trabajo que realiza comparandolo con otro similar en un tajeo.

$$\text{Rend.} = 140 \text{ TM/hr}$$

$$\# \text{ Horas/guardia} = 6 \text{ Horas}$$

$$\text{TM/guardia} = 840$$

5). Por %Ley programada en la guardia

$$-2,8X1 + 0,1X2 + 3,1X3 = 0$$

Este es el resultado de:

$$\% \text{Ley programada} = 9,1 \%$$

$$6,3X1 + 9,2X2 + 12,2X3 = (X1 + X2 + X3) \times 9,1$$

==> Haciendo diferencias se obtiene:

$$-2,8X1 + 0,1X2 + 3,1X3 = 0$$

SOLUCION

Para solución de la Aplicación (2) se utiliza el mismo programa QUANTITATIVE BUSINESS SYSTEMS (QBS).

Resultado:

$$X1 = 265,25$$

$$X2 = 150,00$$

$$X3 = 234,75$$

A continuación se muestran los resultados en el Programa Computarizado que se utiliza:

Summarized Results for problem				Page : 1		
Variables		Solution	Opportunity Cost	Variables		Opportunity Cost
No.	Names			No.	Names	
1	X1	265,2542	0,0000	9	A5	0,0000
2	X2	150,0000	0,0000	10	S6	0,5085
3	X3	234,7458	0,0000	11	A6	-0,5085
4	S1	134,7458	0,0000	12	S7	84,7458
5	S2	350,0000	0,0000	13	A7	0,0000
6	S3	165,2542	0,0000	14	S8	0,4746
7	A4	0,0000	-0,1695	15	A8	-0,4746
8	S5	115,2542	0,0000	16	S9	190,0000
Minimum value of the OBJ = 384,7458 lters. = 5						

6.6.8 Inversión Necesaria y Costos de Operación del Proyecto

1.- COSTOS DE LOS TRABAJOS A REALIZARSE

a).- Determinación de los Costos de Preparaciones (Galería, cámaras de Acumulación y Realce para Zonas de Descarga, Sostenimiento).

Costo Total de un Frente por metro lineal y por Disparo

Se ha calculado por cada actividad incluyendo la mano de obra respectiva, los frentes se realizarán horizontalmente en roca medianamente dura, sin agua.

Frente tipo Galería

- Sección 4m x 3.5m		
- Avance Promedio por Disparo	:	2,80 m
- Densidad del Desmorte Removido	:	2,2
- Volúmen total Removido	:	39,2 m ³
- Número de taladros Perforados	:	38
- Tiempo de Perforación	:	2,0 Hrs.
- Tiempo de Desplazamiento	:	0,5 Hrs.
- Tiempo de limpieza por Disparo	:	2,0 Hrs.
- Tiempo de Transporte del Desmorte	:	1,0 Hrs.

• Costo de Perforación

- Costo de Energía: Motor de 30 Kw

Sub-total Hidroeléctrica	0,065 \$/Kw	29.331.000 Kw-hr
Sub-total Casa de Fuerza	0,124 \$/Kw	7.627.800 Kw-hr
Total	0,031 \$/Kw	

30 Kw x 0,031\$/Kw-hr = 0,93 \$/hr

TOTAL (\$/Hr)	:	0,93
TOTAL (\$/Disparo)	:	1,86
TOTAL (\$/mt)	:	0,66

- Costo de Repuestos y Mantenimiento del Boomer H-126

TIPO		(\$/Hr)
Mantenimiento Correctivo	:	0,90
Mantenimiento Preventivo	:	3,72
Cambio de Componentes	:	13,0
Llantas	:	0,62
Combustible y Lubricantes	:	1,26

TOTAL (\$/Hr)	:	19,50
TOTAL (\$/Disparo)	:	48,75
TOTAL (\$/mt)	:	17,41

- Costo de Accesorios (Varillaje)

VIDA UTIL DE ACCESORIOS

BROCA	:	7800	pies
BARRA	:	11500	pies
RIMADORA	:	60000	pies
SHANK ADAPTER	:	30000	pies

* Pies Promedio por Taladro	= 11 Pies
* Velocidad por Taladro (Broca)	= 3min/tal.
* Velocidad por Taladro de Alivio (Rimad.)	= 6min/tal.

1).- Costo de Broca : 80 \$/Unid.

$$\frac{80}{7800} \times \frac{11 \times 36 \text{ tal.}}{1,8 \text{ hrs.}} = 2,26 \text{ $/Hr.}$$

TOTAL (\$/Disparo) : 4,06

2).- Costo de Barra : 230 \$/Unid.

$$\frac{230}{11500} \times \frac{11 \times 38 \text{ tal.}}{2,0 \text{ hrs.}} = 4,18 \text{ $/Hr.}$$

TOTAL (\$/Disparo) : 8,36

3).- Costo de Rimadora : 120 \$/Hr.

$$\frac{120}{60000} \times \frac{11 \times 2 \text{ tal.}}{0,2 \text{ hrs.}} = 0,22 \text{ $/Hr.}$$

TOTAL (\$/Disparo) : 0,04

4).- Costo de Shank Adapter : 280 \$/Unid.

$$\frac{280}{30000} \times \frac{11 \times 38 \text{ tal.}}{2,0 \text{ hrs.}} = 1,95 \text{ $/Hr.}$$

TOTAL (\$/Disparo) : 3,90

TOTAL COSTO ACCESORIOS (\$/Disparo)	:	16,36
TOTAL COSTO ACCESORIOS (\$/mt)	:	5,84

- Otros Costos (Depreciación, Mano de Obra Talleres-Reparación, Mant. Mayor, Etc.)

TOTAL (\$/Hr)	:	34,09
TOTAL (\$/Disparo)	:	85,23
TOTAL (\$/mt)	:	30,44

- Costo Mano de Obra

1 Jumbero : 15 \$/Día + 50% Beneficios Sociales = 22,5 \$/Día

$$\frac{22,5 \times 30}{26} = 25,96 \text{ $/tarea}$$

Generalmente el Perforista realiza 2 Disparos por Tarea, Entonces:

TOTAL (\$/Disparo) : 12,98
 TOTAL (\$/mt) : 4,64

TOTAL COSTO DE PERFORACION : 165,18 (\$/Disparo)
 58,99 (\$/mt)

• **Costo de Voladura**

- **Costo de Explosivos y Accesorios de Voladura**

	unid.	Cant.	Costo (\$/Unid.)	Costo (\$)
Dinamita	Kg	8	2,0	16,0
ANFO	Kg	80	0,41	32,8
Fulm 1/2 seg	c/u	36	1,30	46,8
Fulm No 6	c/u	2	0,11	0,22
Conect.	c/u	2	0,16	0,32
Pentacord	mts	13	0,14	1,82
Mecha Rap.	mts	0,2	0,38	0,08
Guia de Seg	mts	2,4	0,01	0,02
Fact. Pot.	Kf/mt	31,4		

TOTAL (\$/Disparo) : 98,06
 TOTAL(\$/mt) : 35,02

- **Costo de Mano de Obra**

2 Ayudantes (Cargadores/Desatadores) : 12 \$/Día + 50% Beneficios Sociales = 18,0 \$/Día

$$\frac{18,0 \times 30}{26} = 20,77 \text{ \$/tarea}$$

Generalmente esta cuadrilla realiza 2 disparos por Tarea, Entonces:

TOTAL (\$/Disparo) : 10,38
 TOTAL (\$/mt) : 3,71

TOTAL COSTO DE VOLADURA: 108,44 (\$/Disparo)
 38,73 (\$/mt)

• **Costo de Limpieza**

- **Costo de Repuestos y Mantenimiento del ScoopTram 6yd3**

TIPO	(\$/Hr)
Mantenimiento Correctivo	: 3,49
Mantenimiento Preventivo	: 2,82
Cambio de Componentes	: 11,32
Llantas	: 4,50
Combustible y Lubricantes	: 6,84
TOTAL (\$/Hr)	: 28,96
TOTAL (\$/Disparo)	: 57,92

TOTAL (\$/mt) : 20,69

- Otros Costos (Depreciación, Mano de Obra Talleres-Reparación, Mant. Mayor, Etc.)

TOTAL (\$/Hr) : 26,27
TOTAL (\$/Disparo) : 52,54
TOTAL (\$/mt) : 18,76

- Costo de Mano de Obra

1 Operador : 15 \$/Día + 50% Beneficios Sociales = 22,5 \$/Día

$$\frac{22,5 \times 30}{26} = 25,96 \text{ \$/tarea}$$

- Hrs. de Utilización del Equipo = 5,5 Hrs.
- Hrs. de Trabajo por Tarea = 8,0 Hrs.
- Hrs. de Limpieza del Frente = 2,0 Hrs.

$$\frac{2,0}{5,5} \times 25,96 = 9,44 \text{ \$/Disparo}$$

TOTAL (\$/Disparo) : 9,44
TOTAL (\$/mt) : 3,37

**TOTAL COSTO DE LIMPIEZA : 119,90 (\$/Disparo)
42,82 (\$/mt)**

• Costo de Transporte

- Costo de Repuestos y Mantenimiento del Camion 26tm

TIPO	(\$/Hr)
Mantenimiento Correctivo	: 4,18
Mantenimiento Preventivo	: 3,91
Cambio de Componentes	: 13,02
Llantas	: 5,38
Combustible y Lubricantes	: 6,25

TOTAL (\$/Hr) : 32,74
TOTAL (\$/Disparo) : 32,74
TOTAL (\$/mt) : 11,69

- Otros Costos (Depreciación, Mano de Obra Talleres-Reparación, Mant. Mayor, Etc.)

TOTAL (\$/Hr) : 18,91
TOTAL (\$/Disparo) : 18,91
TOTAL (\$/mt) : 6,75

- Costo de Mano de Obra

1 Operador : 15 \$/Día + 50% Beneficios Sociales = 22,5 \$/Día

$$\frac{22,5 \times 30}{26} = 25,96 \text{ \$/tarea}$$

- Hrs. de Utilización del Equipo = 5,5 Hrs.
- Hrs. de Trabajo por Tarea = 8,0 Hrs.
- Hrs. de Transporte de Desmonte = 1,0 Hrs.

$$\frac{1,0}{5,5} \times 25,96 = 4,72 \text{ \$/Disparo}$$

TOTAL (\$/Disparo) : 4,72
 TOTAL (\$/mt) : 1,69

TOTAL COSTO DE TRANSPORTE: 56,37 (\$/Disparo)
 20,13 (\$/mt)

● Costo de Servicios

de Disparos por Día : 3
 # de Días útiles por mes : 26
 # de Guardias por Día : 3
 => # de Disparos por mes: 78

1).- Implementos de Seguridad

	Cant.	Costo (\$/Unid)	Duración (meses)	Costo (\$/Disp.)	Costo Sub-Total
- Guantes de Cuero	7	6,50	3	0,03	0,19
- Respiradores	7	17,50	6	0,04	0,26
- Cascos	7	12,00	12	0,01	0,09
- Botas de Jebe	7	14,50	3	0,06	0,43
- Sacos de Jebe	7	33,00	12	0,04	0,25
- Uniformes	7	25,00	12	0,03	0,19
- Desatadores	1	5,00	1	0,06	0,06
- Correas porta lámpara	7	10,00	6	0,02	0,15
- Lámparas Mineras	7	400,00	48	0,11	0,75
TOTAL (\$/Disparo)				2,38	
TOTAL (\$/mt)					0,85

2).- Personal

de Equipos en Supervision por Guardia : 10
 # de Boomers por cada Supervisor por Gdia. : 3
 # de Disparos Totales por Gdia. en la Mina : 14

	Cant.	Sueldo + Ben. Soc. (\$/Dia)
- 1 Supervisor de Equipos	1	18 + 50% = 27,0
- 1 Supervisor de Tajeo y Disparos	1	20 + 50% = 30,0
- 1 Bodeguero de Eplosivos	1	12 + 50% = 18,0

=> Calcularemos Sueldo por Disparo:

* $1 \text{ Supervisor de Equipos} = 27,0 \times \frac{30}{26} \times \frac{2}{10} \times \frac{2,0}{5,5} = 2,27 \text{ \$/Disparo}$
 (\$/Disparo) : 2,27

* 1 Supervisor de Tajos = $30,0 \times \frac{30}{26} \times \frac{1}{3} \times \frac{2,5}{5,5} = 5,59$ \$/Disparo
 (\$/Disparo) : 5,24

* 1 Bodeguero de Explosivos = $18,0 \times \frac{30}{26} \times \frac{1}{14} = 1,58$ \$/Disparo
 (\$/Disparo) : 1,48

TOTAL (\$/Disparo) : 8,99
TOTAL (\$/mt) : 3,21

3).- Alquiler de Vehiculos Livianos

- 1 Camion Transportador de Explosivos

Costo (\$/Día) = 90 => Costo (\$/Disparo): $\frac{90}{14} = 6,43$
 (\$/Disparo) : 6,43

- 1 Camioneta de Apoyo al Jefe de Gdia.

(1 Jefe de Gdia. Supervisa Generalmente 6 Disparos)

Costo (\$/Día) = 60
 Costo (\$/Gdia) = 20 => Costo (\$/Disparo): $\frac{20}{6} = 3,33$
 (\$/Disparo) : 3,33

TOTAL (\$/Disparo) : 9,76
TOTAL (\$/mt) : 3,49

TOTAL COSTO DE SERVICIOS: 18,75 (\$/Disparo)
6,70 (\$/mt)

RESUMEN COSTO FRENTE TIPO GALERIA

	(\$/Disparo)	(\$/mt)
TOTAL COSTO DE PERFORACION	165,18	58,99
TOTAL COSTO DE VOLADURA	108,44	38,73
TOTAL COSTO DE LIMPIEZA	119,90	42,82
TOTAL COSTO DE TRANSPORTE	56,37	20,13
TOTAL COSTO DE SERVICIOS	18,75	6,70
OTROS COSTOS (± 5%)	23,43	8,37
GRAN TOTAL	492,07	175,74

Observaciones:

- Se esta considerando como otros costos (± 5%) del Total debido a que hay parámetros que no se pueden cuantificar.
- En otros costos se considera Costo de Ventilación Forzada por considerar labor ciega cuando se corra la galería.

Costo Unitario del Perno Swellex para Sostenimiento
(Realizado por Contrata)

ANALISIS DE PRECIO UNITARIO

PART		PERNO SWELLEX				
RENDIMIENTO STANDAR:		20,00 UNID/gdia.				
COD.	DESCRIPCION	INSUMO	UNID.	P. UNIT.	P. PARCIAL	P. TOTAL
1	COSTO DEL PERNO			26,00		26,00
2	MANO DE OBRA					
	CAPATAZ	0,5	0,2000	HH	11,33	2,27
	OPERARIO	2	0,8000	HH	10,48	8,38
	OFICIAL	2	0,8000	HH	9,04	7,23
	PEON	0	0,0000	HH	8,15	0,00
3	MATERIALES					17,88
	BARRENO INTEGRAL 3'	0,05	0,0250	UNID	230	0,58
	BARRENO INTEGRAL 5'	0,05	0,0250	UNID	266	0,67
	BARRENO INTEGRAL 8'	0,05	0,0250	UNID	306	0,77
	BARRENO INTEGRAL 10'	0,05	0,0250	UNID	347	0,87
	MANGUERAS	0,25	0,0125	ML	11	0,14
	ACEITE DE PERFORACION	0,03	0,0015	BLS	19,8	0,03
						3,04
4	MAQUINARIAS Y EQUIPOS	0,0500				
	ANDAMIO	1	0,4000	HM	1,13	0,45
	PERFORADORA MANUAL	1	0,4000	HM	6,6	2,64
	SCOOP 3,5 YD3	0,25	0,1000	HM	82,5	8,25
	LOCOMOTORA 12 TM	0,25	0,1000	HM	44	4,40
	DUMPER DE SERVICIOS	0,25	0,1000	HM	7,5	0,75
						16,49
5	HERRAMIENTAS					
	DESGASTE DE HERRAMIENTAS	0,0500	%HH	17,88	0,89	0,89
	UNIDAD ANALIZADA	COSTO DIRECTO				64,30
	TOTAL EN NUEVOS SOLES					64,30
	TOTAL EN DOLARES	2,6				24,73

Costo Total de un Disparo en Realce para Descarga en Cámara

Realce para Descarga de Camión

- Area 4m x 6m		
- Avance Promedio por Disparo	:	1,25 m
- Densidad del Desmonte Removido	:	2,2
- Volúmen total Removido	:	30 m ³
- Número de taladros Perforados	:	30
- Tiempo de Perforación	:	2,0 Hrs.
- Tiempo de Desplazamiento	:	0,5 Hrs.
- Tiempo de limpieza por Disparo	:	2,0 Hrs.
- Tiempo de Transporte del Desmonte	:	1,0 Hr.

• Costo de Perforación

- Costo de Energía: (Similar al de un frente)

TOTAL (\$/Hr)	:	0,93
TOTAL (\$/Disparo)	:	1,86
TOTAL (\$/mt)	:	1,49

- Costo de Repuestos y Mantenimiento del Boomer H-126 (Similar al de un frente)

TOTAL (\$/Hr)	:	19,50
TOTAL (\$/Disparo)	:	48,75
TOTAL (\$/mt)	:	39,00

- Costo de Accesorios (Varillaje)

VIDA UTIL DE ACCESORIOS

BROCA	:	7800	pies
BARRA	:	11500	pies
RIMADORA	:	60000	pies
SHANK ADAPTER	:	30000	pies

* Pies Promedio por Taladro	=	11 Pies
* Velocidad por Taladro (Broca)	=	4min/tal.

1).- Costo de Broca : 80 \$/Unid.

$$\frac{80}{7800} \times \frac{11 \times 30 \text{ tal.}}{2,0 \text{ hrs.}} = 1,69 \text{ $/Hr.}$$

TOTAL (\$/Disparo) : 3,38

2).- Costo de Barra : 230 \$/Unid.

$$\frac{230}{11500} \times \frac{11 \times 30 \text{ tal.}}{2,0 \text{ hrs.}} = 3,30 \text{ $/Hr.}$$

TOTAL (\$/Disparo) : 6,60

3).- Costo de Shank Adapter : 280 \$/Unid.

$\frac{280 \times 11 \times 30 \text{ tal}}{30000 \times 2,0 \text{ hrs.}} = 1,54 \text{ \$/Hr.}$
 TOTAL (\\$/Disparo) : 3,08

TOTAL COSTO ACCESORIOS (\\$/Disparo) : 13,06
 TOTAL COSTO ACCESORIOS (\\$/mt) : 10,45

- Otros Costos (Depreciación, Mano de Obra Talleres-Reparación, Mant. Mayor, Etc.)
 (Similar al de un frente)

TOTAL (\\$/Hr) : 34,09
 TOTAL (\\$/Disparo) : 85,23
 TOTAL (\\$/mt) : 68,18

- Costo Mano de Obra (Similar al de un frente)

TOTAL (\\$/Disparo) : 12,98
 TOTAL (\\$/mt) : 11,08

TOTAL COSTO DE PERFORACION : 161,88 (\\$/Disparo)
 129,50 (\\$/mt)

• Costo de Voladura

Generalmente éstos disparos se realizan con guía de Seguridad debido a que no interesa la fragmentación.

- Costo de Explosivos y Accesorios de Voladura

	unid.	Cant.	Costo (\\$/Unid.)	Costo (\\$)
Dinamita	Kg	2,5	2,0	5,00
ANFO	Kg	80	0,41	32,8
Fulm 1/2 seg	c/u	0	1,30	0,00
Fulm No 6	c/u	30	0,11	3,30
Conect.	c/u	30	0,16	4,80
Pentacord	mts	0	0,14	0,00
Mecha Rap.	mts	20	0,38	7,60
Guia de Seg	mts	30	0,01	0,30

TOTAL (\\$/Disparo) : 53,80
 TOTAL (\\$/mt) : 43,04

- Costo de Mano de Obra (Similar al de un frente)

TOTAL (\\$/Disparo) : 10,38
 TOTAL (\\$/mt) : 8,30

TOTAL COSTO DE VOLADURA: 64,18 (\\$/Disparo)
 51,34 (\\$/mt)

- Costo por Disparo en Realce = 442,13
- Costo Total de Realce = 442,13*17*2

COSTO TOTAL DE REALCE (+3% Ineficiencia): \$ 15.032,42

*** SOSTENIMIENTO**

1. Son 100mx4m = 400m². en Area que se tiene que sostener.
2. Por cada 25m² se colocan 20 Pernos Swellex
3. Por lo tanto se requieren (400/25)*20 = 320 Pernos

- Costo Unitario por Perno Swellex = 24,73 \$/Perno

COSTO TOTAL DE SOSTENIMIENTO : \$ 7.913,60

GRAN TOTAL COSTOS DE LOS TRABAJOS = \$ 58.243,40

2.- COSTOS DE EQUIPOS QUE SE REQUERIRAN

A. Un equipo de análisis de muestras por absorción atómica.

COSTO = \$ 50.000,00

B. Una microcomputadora con impresora e interconexión con Red.

COSTO = \$ 3.500,00

C. Hermetizado de la cabina y trabajos complementarios

COSTO = \$ 500,00

D. El Scoop que se requiere no es necesario comprarlo, (Ver Planeamiento Horas-Maquina - Scoops).

GRAN TOTAL COSTOS DE LOS EQUIPOS = \$ 54.000,00

TOTAL INVERSION DEL PROYECTO:	US\$ 112.243,40
--------------------------------------	------------------------

3.- COSTOS DE OPERACION ANUAL DEL PROYECTO

Costo Anual de operación del Scoop

- * Costo de operación Hora-Máquina del Scoop de 6yd³ = 55 US\$/Hr-maq
- * Nro. de Horas de operación por día (6 x 3) = 18
- * Nro. de Horas de operación por mes (18 x 26) = 468 Hrs./mes
- * Costo Anual de operación del Scoop = US \$308.880

Costo Anual del Personal

* Supervisores de la mezcla	=	3 x 8.600 = 25.800 US\$/año
* Operadores de Scoop	=	3 x 8.300 = 24.900 US\$/año
* Costo Anual de Personal	=	50.700 US\$/año

TOTAL COSTOS ADICIONALES:	359.580 US\$/año
----------------------------------	-------------------------

6.6.9 Análisis Económico-Financiero del Proyecto.

* CALCULO DEL AHORRO O BENEFICIO POR CAMBIO DE SISTEMA (Uniformización de la Ley de Cabeza)

Como se estableció oportunamente el objetivo es reducir la fluctuación diaria (guardia) de la ley de cabeza, a fin de mejorar significativamente los resultados metalúrgicos en grado de concentrado, recuperación y leyes en el concentrado, con un impacto positivo sobre la contribución económica.

El Costo de Tratamiento está definido por diferentes Costos, por citar:

- 1- Costo de Reactivos
- 2- Costo de Energía
- 3- Costo de Insumos
- 4- Costo de Mano de Obra
- 5- Otros.

Los beneficios o resultados principalmente se estarían obteniendo en el primer y segundo costo.

- Costo de Reactivos: Preparación de los reactivos con mayor o menor concentración, según los requerimientos.

- Costo de Energía: La Planta de San Vicente posee 4 molinos, pero en la producción diaria se requiere solo 3 de los 4 molinos que se tiene. Siendo necesario "arrancar" el cuarto molino cuando la ley está muy baja necesitando para ello mayor tonelaje.

El tener operativo un cuarto molino es un costo muy alto, que se necesita eliminar.

Consecuencias que traería una Uniformización de Ley.

- Mejorar la Eficiencia y Productividad
- No forzar producción, saber que tonelaje y ley se tratará.
- El cambio de sistema de Análisis de Muestras, de Ensayes por Vía Húmeda al de Absorción Atómica daría mayor efectividad en el número de muestras analizadas.

Los ensayos o pruebas que se tomaron trayeron consigo, que al disminuir las variaciones de leyes en un menor rango <8,5 - 9,5> el ahorro en el Costo de Tratamiento sería de **0,60 \$/TM**, no siendo interés de la Tesis de incluir todas las pruebas que se tomaron.

=>	Tonelaje Promedio Anual a producir		810.000
	Ahorro Unitario en Costo de Tratamiento	=	0,60 \$/TM

AHORRO: US\$ 486.000 / Anuales

*** CALCULO DE LA DEPRECIACION DE LOS EQUIPOS**

Se aplica el método Lineal o de Línea Recta

$$D = \frac{P - L}{n}$$

$$D = \frac{53.500 - 21.400}{3} = 10.700$$

Nota:

No se considera la depreciación del scoop en los cálculos por ser un valor contable en libros.

Resumiendo se tendrá:

- Monto de Inversión Global (P)	=	\$ 112.243
- Costos de Operación Anual del Proyecto	=	\$ 359.580
- Ahorro o Beneficio Anual debido al Proyecto (B)	=	\$ 636.000
- Valor de rescate (L)	=	\$ 96.400
- Depreciación Anual de los Equipos	=	\$ 10.700
- Tasa de Interés (i)	=	9%
- Horizonte del Proyecto (N)	=	3 años

**ANALISIS DE FLUJO DE FONDOS
(EN US \$)**

		Año 0	Año 1	Año 2	Año 3	TOTAL
1). TOTAL INVERSION	112243	-112243				
2). AHORRO NETO (AHORRO ANUAL - COSTO DE OPERACION)			276420	276420	276420	829260
3). DEPRECIACION DE LOS EQUIPOS			-10700	-10700	-10700	-32100
4). UTILIDAD ANTES DE PART E IMP			265720	265720	265720	797160
5). PARTICIPACION E IMPUESTOS:						
Participaciones (8%):			-21258	-21258	-21258	-63773
Impuesto a la Renta (30%):			-73339	-73339	-73339	-220016
6).UTILIDAD NETA MAS (MENOS):			171124	171124	171124	513371
Depreciación:			10700	10700	10700	32100
Valor de Rescate:					96400	96400
Inversión Inicial:		-112243				-112243
7). FLUJO DE FONDOS		-112243	181824	181824	278224	529628
8). VALOR ACTUAL NETO (Interés 9%)		-112243	166811	153037	214840	422445

*** CALCULO DEL VALOR ACTUAL NETO (VAN)**

El valor actual neto se calcula así:

$$V.A.N.= \sum_{k=0}^N FF \times \frac{1}{(1+i)^k}$$

donde:

FF = Flujo de Fondos generados en el período "k"
k = 0, 1, 2, 3,, N (años)
i = Tasa de Interés (9%)
N = Horizonte del proyecto.

Para nuestro caso por ser flujos constantes en los 3 años se puede calcular:

$$V.A.N. = (181.824) \times \frac{((1 + 9\%)^3 - 1)}{9\% \times (1 + 9\%)^3} + \frac{96.400}{(1 + 9\%)^3} - 112.243$$

En donde se obtiene:

$$V.A.N. = 422.445 > 0 \quad (\text{Por lo que es un proyecto viable}).$$

*** CALCULO DE LA TASA INTERNA DE RETORNO (TIR)**

Haciendo V.A.N. = 0

$$B \times FAS_j^N + L \times FSA_j^N = P$$

Reemplazando:

$$(181.824) \times \frac{((1 + j)^3 - 1)}{j \times (1 + j)^3} + \frac{96.400}{(1 + j)^3} - 112.243 = f = 0$$

Tabulando:

j = 170%	f = -5824
j = 165%	f = -2788
j = 161%	f = -239
j = 160%	f = 416

* T.I.R. = 160,63% > 9%... (Por lo que es un proyecto viable)

*** PERIODO DE RECUPERACION DE LA INVERSION (N')**

$$(181.824) \times \frac{((1 + 9\%)^N - 1)}{j \times (1 + 9\%)^N} - 112.243 = f' = 0$$

Tabulando:

N = 0,6	f' = -10437
N = 0,65	f' = -2188
N = 0,6631	f' = -33
N = 0,6635	f' = 33

* Tenemos: en 0,6633 años equivalente a 8 meses

*** RELACION BENEFICIO/COSTO (Be/Co)**

$$\frac{B \times FAS_i^N + L \times FSA_i^N}{P}$$

Para $i = 9\%$, $N=3$ años ; tenemos:

$$Be = (181.824) \times \frac{((1 + 9\%)^3 - 1)}{j \times (1 + 9\%)^3} + \frac{96.400}{(1 + 9\%j)^3} = 534.688$$

$$Co = 112.243$$

$\Rightarrow Be/Co = 4,76 > 1$ (Por lo que es un proyecto viable)

6.7 Acarreo, Transporte y Extracción

En el manipuleo del producto de los disparos en minería subterránea mecanizada, lo esencial son unidades que puedan cargar y transportar ese material disparado hacia lugares predeterminados para éste fin. Estas unidades tienen características que es necesario su uso; en las condiciones del medio de laboreo, lógicamente está condicionado a otros factores como por ejemplo magnitud del volumen a moverse, tecnologías del equipo, como los índices de costos.

El depósito mineralógico de San Vicente así como su diseño original en cuanto a la explotación de la mina requiere necesariamente para su carguío y transporte de mineral equipos LHD.

En San Vicente ya se tiene el equipo pesado para la explotación. Su uso y adecuación ya fueron evaluados de manera que los presentes estudios no apuntan a ver si es o no adecuado el equipo empleado, de lo que se trata es optimizar el uso de esos equipos estableciendo asignaciones de trabajo específico y ver si el número de equipos cumplen con las necesidades.

Más específicamente la parte de carguío y transporte de mineral en los tajeos del área denominada “ZONA NORTE”, obteniéndose los parámetros que gobiernan su operación para finalmente hacer el análisis de ocurrencia cuando se presentan variaciones en el sistema.

6.7.1 Análisis de Acarreo (Scoop)

a. Descripción

Se entiende por acarreo a la actividad de levantar el material disparado previamente regado y depositarlo en algún lugar previamente establecido llamadas cámaras o directamente a los echaderos si éstos se encuentran cercanos. Ahora bien el acarreo se puede efectuar manualmente cuando por ejemplo el volumen del material a cargar es de poca importancia y no justifica el empleo de equipo pesado.

Cuando el acarreo se efectúa por medios mecánicos, es obvio que el volumen de material a ser movido es considerable para esto se usa equipos de gran volumen. Se recurre a este tipo de máquinas cuando la ejecución del acarreo cuenta con todos los elementos técnicos así como de costos, especialmente los costos de mantenimiento que hay que tener en cuenta.

La mina San Vicente tiene que satisfacer un nivel de producción de 2.500 TMS/DIA aprox. Sería imposible satisfacer este objetivo con otros métodos de acarreo que no sean con equipo pesado. Los equipos de acarreo de mineral en los tajeos de San Vicente son los denominados scooptrams diesel con capacidades de cucharas de 3,5 yd³ y 6yd³. Siendo éstos utilizados tanto por empresa como contratistas.

b. Planeamiento 1997 (Horas Scoop 3,5 y 6 yd³)

El estudio que se presentará a continuación denominado “PROYECCION ANUAL DE ACARREO DE MINERAL” tiene como objetivo la determinación del número de Horas Scoop de 3,5yd³ y 6yd³; y por ende el número de equipo que se requerirán para los próximos años. Antes de iniciar el estudio práctico se definió los elementos básicos tales como: tiempo productivo, tolerancias y tiempo improductivo, de acuerdo a las actividades y funciones específicas que realizan cada uno de ellos, detallando:

Scoops 3,5 yd³ y 6yd³

1. Acumulación (Frentes disparados a cámaras o echaderos)
2. Carguío (De cámaras de acumulación a los camiones)
3. Servicios Auxiliares
4. Relleno Mecánico
5. Labores de Avance (Acarreo de desmonte)

1.- Acumulación

Para determinar el Número de horas en acumulación que se empleará al mes en cada tajo se utiliza la formula:

$$\frac{\text{TONELAJE DE MINERAL A PRODUCIR AL MES DEL TAJO}}{\text{RENDIMIENTO (TM/Hr)}} \dots \dots \dots (1)$$

* El Tonelaje de mineral se muestra el cuadro "RESUMEN DEL PROGRAMA DE PRODUCCION - 1997".

* Fórmula para determinar los rendimientos:

$$Cc \times Efc \times P.E. \times (\text{Viajes/Hora}) \dots \dots \dots (2)$$

Siendo:

- Cc : Capacidad de cuchara (m³)
=> Para Sc 3,5yd³ = 2,67 m³ y Sc 6yd³ = 4,58 m³.
- Efc : Factor de llenado x Disponibilidad operativa
=> Efc para scoops = 85%
- P.E. : Peso Específico de mineral (TM/m³)
=> P.E. = 2,2 TM/m³
- Viajes/Hr : 60 / Ciclo

$$\text{Ciclo} = T_f + T_v \quad (\text{Tiempos fijos} + \text{Tiempos Variables})$$

Definiciones:

Ciclo.- Las actividades que se requieren en el trabajo de un scoop es principalmente el ciclo de trabajo, y éste ciclo está únicamente en función del tiempo, que a su vez va a depender de varios factores. En suma: $\text{Ciclo} = T_f + T_v$.

Tiempos fijos.- 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 Carga
- Tiempo de descarga

$$\Rightarrow T_f = T_{\text{carga}} + T_{\text{descarga}}$$

Tiempos variables.- Se considera tiempo variable en el ciclo del scoop a los movimientos gobernados por factores que varían en el tiempo. Siendo uno de los principales factores la velocidad que desarrolla el equipo. En el trabajo se ha considerado los tiempos de recorrido en tajeo y sobre gradiente, es decir los tiempos variables van a depender de las distancias y velocidades medias:

=> $T_v = D_{\text{tajeo}}/V_{\text{m tajeo lleno}} + D_{\text{con gradiente (+/-)}/V_{\text{con grad. (+/-)}} + D_{\text{tajeo}}/V_{\text{m tajeo vacío}} + D_{\text{con gradiente (-/+)} / V_{\text{con grad. (-/+)}}$

Siendo:

Para scoop 3,5yd3 --> $V_{\text{m. tajeo lleno}} = 5,2 \text{ km/hr}$ - $V_{\text{m. tajeo vacío}} = 5,4 \text{ km/hr}$.

Para scoop 6yd3 --> $V_{\text{m. tajeo lleno}} = 6,2 \text{ km/hr}$ - $V_{\text{m. tajeo vacío}} = 6,4 \text{ km/hr}$

Luego:

Las velocidades con gradientes se muestran en el cuadro "VELOCIDADES DE LOS SCOOPS".

* Aplicación:

Por Ejemplo para el Tajo Recup. Area 4A y 4B se utilizarán 42,6 horas netas con scoop de 3,5yd3 en el mes de Enero, veamos como se calculó:

Aplicando la fórmula (1):

- El tonelaje se encuentra en la tabla "RESUMEN DEL PROGRAMA DE PRODUCCION 1997", (1.500 TM)
- El Rendimiento del scoop para el primer semestre se encuentra en la tabla "RENDIMIENTOS PARA SCOOPS DE 3,5YD3 Y DE 6YD3 EN ACUMULACION", (35 TM/Hr).
- Este rendimiento se calcula de la siguiente forma:
 1. $C_c = 2,67 \text{ m}^3$, $E_{fc} = 0,85$, $P.E. = 2,2 \text{ TM/m}^3$
 2. $\text{Viajes/Hora} = 60/\text{Ciclo}$
 3. $\text{Ciclo} = T_f + T_v$
 4. T_f > Nos vamos a la tabla "CUADRO ANALITICO DE $V_{\text{prom. SCOOP 3,5YD3}}$ " encontramos: $T_{\text{carga}} = 2:30\text{min}$ y $T_{\text{descarga}} = 30\text{seg}$ > $T_f = 3,00\text{min}$.
 5. T_v > Encierra muchas combinaciones de tablas, veamos:
 - Distancia en tajeo = 160m.
 - Para $\text{Dist.} = 160\text{m}$. - $T_{\text{carg.}} = 1,85\text{min}$. y $T_{\text{desc.}} = 1,78\text{min}$, ver tabla "CUADRO ANALITICO $V_{\text{prom. SCOOP 3,5YD3}}$ ".
 - El scoop recorre lleno aprox. 150m de Rampa con una %GRAD. de +10%, para luego regresar a la misma distancia vacío %GRAD. DE -10%. , a esa distancia las velocidades se ubican en la Tabla "VELOCIDADES DE LOS EQUIPOS".=> $\text{Dist.}/V_{\text{prom.}}$ será $T_{\text{cargado en Rampa (+)}} = 1,13\text{min}$. y $T_{\text{vacío en Rampa (-)}} = 0,76\text{min}$.
 - --> $T_v = 1,85\text{min} + 1,78\text{min} + 1,13\text{min} + 0,76\text{min} = 5,51\text{min}$.
 - --> $\text{Ciclo} = T_f + T_v = 3,00\text{min} + 5,51\text{min} = 8,51\text{min}$.
 - > $\text{Viajes/Hora} = 7,05$
 - > $\text{Rendimiento} = 35\text{TM/Hr}$.

2.- Carguío

Existen las siguientes combinaciones:

- Sc 3,5yd3 cargando a camión de 13TM

- Sc 6yd3 cargando a camión 26TM

La fórmula aplicada será:

TONELAJE PRODUCCION TAJO / (Cct (TM) * E_{llenado} * T. llenado).....(2)

Siendo:

Cct	:	Capacidad de tolva del camión (TM) => Pueden ser de 13 y 26 TM
Efllenado	:	Factor de llenado C13 = 90% y C26 = 0,85 => Sc3,5 y C13 = 90% o Sc6 y C26 = 0,85
T. llenano	:	Tiempo de llenado => Sc3,5 y C13 = 10,7min o Sc6 y C26 = 8min

* Aplicación:

Por Ejemplo para el Tajo SVT-SVP 21-1600 se utilizarán 14,2 horas netas con scoop de 6yd3 en el mes de Enero para carguío de mineral acumulado a camión de 26TM, veamos como se calcula:

Aplicando la fórmula (2):

- El tonelaje se encuentra en la tabla “RESUMEN DEL PROGRAMA DE PRODUCCION 1997”, (2.500 TM)
- Cc de tolva = 26 TM, Efllenado = 85% y T. llenado = 8min.
- > Rendimiento = 176 TM/Hr
- > Horas mes = 14,2

3.- Servicios Auxiliares

RESUMEN POR TIPO DE TRABAJO

- Transporte de Ventiladores
- Movimiento de parrillas
- Mantenimiento de vías
- Traslado de tuberías
- Movimiento de raise Borer
- Otros

Las horas y la cantidad de cada tipo de trabajo que desempeñan los scoops se detallan en el cuadro “RESUMEN DE HORAS DE OPERACION EN SERVICIOS AUXILIARES”; cabe mencionar que éstos datos se obtuvieron de estadísticas obtenidas en el transcurso de los años y de los posibles trabajos que se realizarán en el año 1997.

4.- Relleno Mecánico

El Relleno Mecánico se refiere al lastrado del desmonte proveniente ya sea de la sobrerotura, del desmonte de preparaciones, etc. el cual generalmente es utilizado en el mismo tajo.

RESUMEN POR TIPO DE TRABAJO

- Relleno Mecánico en el mismo tajo proveniente de la sobrerotura.
- Relleno Mecánico con desmonte acumulado en cámaras proveniente de las preparaciones (20%)
- Mantenimiento de las vías.
- Ripeo del Relleno Hidráulico
- Otros

Los scoops de 6yd³ son más utilizados que los scoops de 3,5yd³ en ésta función como se podrá observar en el cuadro “RESUMEN DE HORAS DE OPERACION EN RELLENO MECANICO”.

5.- Labores de avance (Acarreo de desmonte)

Se detalla en el cuadro “RESUMEN DE HORAS DE OPERACION SCOOPS EN LABORES DE AVANCE”.

Después de haber analizado todas las funciones específicas cabe tener algunas observaciones:

- 1.- Para realizar éstos trabajos se tardó meses en el levantamiento y recopilación de la información y datos se contó con el apoyo de un equipo calificado de profesionales.
- 2.- La medición del trabajo es la aplicación de técnicas para determinar el tiempo que invierte un equipo en llevar a cabo una tarea definida, efectuandola de acuerdo a un método preestablecido y trabajando a un ritmo normal.

Técnicas de medición del trabajo, la medición del trabajo se efectuó en dos formas:

- a).- Directa: Mediante el cronometrâje (estudio de tiempos); ejem: cálculo de velocidades, rendimientos, etc.
- b).- Indirecta: Mediante estimaciones a partir de muestras, estadísticas o por tiempos predeterminados; ejm: Trabajos en Servicios Auxiliares.

Equipo:

- Cronómetro: Unidad de medida el minuto (para el registro el segundo)
- Tablillas
- Formâtos: Se diseñó una hoja de trabajo.
- Wincha, calculadora.
- Archivos.

- 3.- El tiempo total de los scoops en Producción se calcula sumando las horas empleadas en Acumulación más las horas de carguío, multiplicandole un 30% por pérdidas.
- 4.- Todos cálculos se hicieron a 5 horas efectivas, siendo tres turnos por día de trabajo.
- 5.- Se trabajó con el calendario 1997 y a 26 días por mes.
- 4.- Las Tablas y cuadros fueron realizadas en hojas de calculo (EXCEL - WINDOW 95) enlazadas entre sí, esto quiere decir que si hay alguna variación en las tablas matrices por ejemplo : VELOCIDADES DE LOS EQUIPOS”; automáticamente se actualizan los resultados.
- 5.- Para el determinar las velocidades de los SCOOPS-CAMIONES en gradientes, se trabajó con el equipo de topografía del Departamento de Ingeniería; apoyándonos en programas como el AUTOCAD.
- 6.- Para calcular las velocidades promedios ya sea en Tajo o Rampas se utilizó los conceptos de:

Resistencia a la rodadura.- Es una medida de la fuerza necesaria para vencer la fricción interna de los cojinetes, éstos equipos cuyo desplazamiento es sobre neumáticos, para vencer el efecto de 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 la flexión del meumático bajo la carga.

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 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 100m, tiene una pendiente de 12%.

Resistencia a la Tracción.- Una rueda patinando no trasmite 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 éste 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 es siempre 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.

7.- Después de haber determinado las horas-scoops se procede a calcular el número de equipos, utilizando la fórmula:

Nro. de Scoops = Nro. de Horas/ (Horas de utilización * 26 días por mes) + 1Stand By
Horas de utilización = Horas efectivas de operación + pérdidas = 18 hrs./día

En el caso de scoops de 6yd³ se considerará el scoop que trabajará en el proyecto "UNIFORMIZACION DE LA LEY DE CABEZA".

8.- Todo éste análisis se lleva a cabo para los siguientes años (1998, 1999, 2000).

9.- El resultado final es la determinación del requerimiento de 2 Scoops de 3,5yd³ para los próximos años.

**PROYECCION ANUAL DE ACARREO DE MINERAL
(ESTUDIO DE TIEMPOS Y MOVIMIENTOS)**

VELOCIDADES DE LOS EQUIPOS

GRAD. %	SC-6		SC-3.5	
	VEL. CARG. Km/Hr	VEL. VAC. Km/Hr	VEL. CARG. Km/Hr	VEL. VAC. Km/Hr
-15	12,0	8,8	9,6	7,0
-14	11,9	9,4	9,5	7,5
-13	11,7	9,9	9,4	7,9
-12	11,6	10,5	9,3	8,4
-11	11,7	10,7	9,4	8,6
-10	11,8	10,9	9,4	8,7
-9	11,9	11,1	9,5	8,9
-8	12,0	11,3	9,6	9,1
-7	12,2	11,6	9,7	9,2
-6	12,3	11,8	9,8	9,4
-5	12,4	12,0	9,9	9,6
-4	12,4	12,0	10,0	9,6
-3	12,5	12,0	10,0	9,6
-2	12,5	12,0	10,0	9,6
-1	12,6	12,0	10,0	9,6
0	12,6	12,0	10,1	9,6
1	12,3	11,8	9,8	9,4
2	12,0	11,6	9,6	9,3
3	11,6	11,4	9,3	9,1
4	11,3	11,2	9,1	9,0
5	11,0	11,0	8,8	8,8
6	10,4	10,6	8,3	8,5
7	9,8	10,2	7,8	8,2
8	9,2	9,8	7,4	7,8
9	8,6	9,4	6,9	7,5
10	8,0	9,0	6,4	7,2
11	7,8	8,9	6,2	7,1
12	7,5	8,8	6,0	7,0
13	6,6	8,1	5,3	6,5
14	5,7	7,4	4,6	5,9
15	4,8	6,7	3,8	5,4

**CUADRO ANALITICO PARA DETERMINAR EN PROMEDIO EL RENDIMIENTO
DE SC3.5YD3 SEGUN LA DISTANCIA DE RECORRIDO EN TAJEO**

DATOS:

VEL. PROMEDIO IDA (LLENO) Km/hr		5,2
VEL. PROMEDIO REGRESO (VACIO) Km/hr		5,4
CARGUIO (min:seg)	=	2:30
DESCARGA (min:seg)	=	0:30

SCOOP DE 3.5 YD3

Distancia (m.)	Tiempo de Recorrido (min.)			Total Ciclo	#Viajes/hr	REND. (TM/hr)	REND. (TM/GDIA)
	Ida	Vuelta	Carga y Des.				
20	0,23	0,22	3,00	3,45	17,38	86,76	388,68
40	0,46	0,44	3,00	3,91	15,36	76,70	343,60
60	0,69	0,67	3,00	4,36	13,76	68,73	307,89
80	0,92	0,89	3,00	4,81	12,47	62,26	278,91
100	1,15	1,11	3,00	5,26	11,40	56,90	254,91
120	1,38	1,33	3,00	5,72	10,49	52,39	234,72
140	1,62	1,56	3,00	6,17	9,72	48,55	217,49
160	1,85	1,78	3,00	6,62	9,06	45,23	202,61
180	2,08	2,00	3,00	7,08	8,48	42,33	189,64
200	2,31	2,22	3,00	7,53	7,97	39,78	178,23
220	2,54	2,44	3,00	7,98	7,52	37,53	168,12
240	2,77	2,67	3,00	8,44	7,11	35,51	159,09
260	3,00	2,89	3,00	8,89	6,75	33,70	150,99
280	3,23	3,11	3,00	9,34	6,42	32,07	143,66
300	3,46	3,33	3,00	9,79	6,13	30,58	137,02
320	3,69	3,56	3,00	10,25	5,85	29,23	130,96
340	3,92	3,78	3,00	10,70	5,61	28,00	125,42
360	4,15	4,00	3,00	11,15	5,38	26,86	120,33
380	4,38	4,22	3,00	11,61	5,17	25,81	115,63
400	4,62	4,44	3,00	12,06	4,98	24,84	111,29

**CUADRO ANALITICO PARA DETERMINAR EN PROMEDIO EL RENDIMIENTO
DE SC6YD3 SEGUN LA DISTANCIA DE RECORRIDO EN TAJEO**

DATOS:

VEL. PROMEDIO IDA (LLENO) Km/hr	=	6,2
VEL. PROMEDIO REGRESO (VACIO) Km/hr	=	6,4
CARGUIO (min:seg)	=	2:30
DESCARGA (min:seg)	=	0:30

SCOOP DE 6YD3

Distancia (m.)	Tiempo de Recorrido (min.)			Total Ciclo	#Viajes/hr	REND. (TM/hr)	REND. (TM/GDIA)
	Ida	Vuelta	Carga y Des.				
20	0,19	0,19	3,00	3,38	17,75	151,99	680,90
40	0,39	0,38	3,00	3,76	15,95	136,59	611,94
60	0,58	0,56	3,00	4,14	14,48	124,03	555,66
80	0,77	0,75	3,00	4,52	13,26	113,58	508,86
100	0,97	0,94	3,00	4,91	12,23	104,76	469,33
120	1,16	1,13	3,00	5,29	11,35	97,21	435,50
140	1,35	1,31	3,00	5,67	10,59	90,67	406,22
160	1,55	1,50	3,00	6,05	9,92	84,96	380,62
180	1,74	1,69	3,00	6,43	9,33	79,93	358,07
200	1,94	1,88	3,00	6,81	8,81	75,45	338,03
220	2,13	2,06	3,00	7,19	8,34	71,46	320,12
240	2,32	2,25	3,00	7,57	7,92	67,86	304,01
260	2,52	2,44	3,00	7,95	7,54	64,61	289,45
280	2,71	2,63	3,00	8,33	7,20	61,66	276,22
300	2,90	2,81	3,00	8,72	6,88	58,96	264,14
320	3,10	3,00	3,00	9,10	6,60	56,49	253,07
340	3,29	3,19	3,00	9,48	6,33	54,22	242,90
360	3,48	3,38	3,00	9,86	6,09	52,12	233,51
380	3,68	3,56	3,00	10,24	5,86	50,18	224,82
400	3,87	3,75	3,00	10,62	5,65	48,38	216,76
420	4,06	3,94	3,00	11,00	5,45	46,71	209,25
440	4,26	4,13	3,00	11,38	5,27	45,14	202,24
460	4,45	4,31	3,00	11,76	5,10	43,68	195,69
480	4,65	4,50	3,00	12,15	4,94	42,31	189,55
500	4,84	4,69	3,00	12,53	4,79	41,02	183,79

RESUMEN DEL PROGRAMA DE PRODUCCION - 1997

ZONA	NIVEL ACCESO	AREA DE TRABAJO	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	OCT	NOV	DIC
Sur	1.455	San Judas	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Sur	1.570	Manto II y III - A13	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Sur	1592-Rpa880 (-)	Manto I - A1	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Sur	1.623	Manto I yII del 1623 al 1664	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Sur	1.704	Manto I del 1704 al 1744	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Sur	1.744	Manto I y II del 1744 a 1784	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Sur	1.784	Manto II y III del 1784 al 1824	-	500	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	500	1.000
Sur	Carretera	Manto I,II y III del 1824 a 1857	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Sur	1824-Rpa320(+)	Manto I,II,III,I-A y I-B del 1824 al 1895	-	-	500	500	1.000	1.000	1.000	500	1.000	1.000	1.500	2.000
Sur	1824-Rpa320(+)	Manto I,II,III y I-A del 1895 a Terraplen	-	500	500	500	1.000	1.000	1.000	500	1.000	1.500	1.000	1.500
Sur	1.784	I, II, III y I-B desde el 1784 (Afloram.)	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Sur	2.000	Recup. Alfonso (I,II y III)	-	-	-	-	-	-	-	1.500	1.100	1.500	1.500	2.000
			-	1.000	2.000	2.000	3.000	3.000	3.000	3.500	4.100	5.000	4.500	6.500
Norte	1.709	Recup. Area 3A y 3B	2.000	2.000	500	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Norte	1.709	Recup. Area 4A y 4B	1.500	1.500	1.500	1.500	1.500	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000
Norte	1.750	Recup. Area 6 y 10	4.000	3.500	3.100	3.000	2.500	1.500	1.000	-	-	-	-	-
Norte	1.750	Recup. Area 17	3.000	2.000	2.700	2.500	2.500	3.000	3.000	3.000	2.500	2.500	2.500	3.000
Norte	1.652	Recup. Area 2A y 2B	-	500	1.000	2.000	2.000	3.000	2.500	2.200	2.500	2.500	2.000	2.000
Norte	1.592	Recup. Area 5A	1.000	1.000	1.500	2.500	2.500	3.000	3.000	3.000	3.000	3.500	3.000	1.500
Norte	1.592	Recup. Area 5B	1.000	1.000	1.500	1.000	1.000	1.500	2.500	2.500	2.500	2.000	2.500	2.500
			12.500	11.500	11.800	12.500	12.000	13.000	13.000	11.700	11.500	11.500	11.000	10.000
Norte	1.750	Recup. Rpa.725 Superior	-	-	-	-	-	-	1.500	3.000	4.000	4.000	5.000	5.000
Norte	1.652	Recup. Rpa.725 Inferior	4.000	5.000	5.000	5.500	5.000	5.000	5.500	5.000	5.000	4.700	5.000	5.150
			4.000	5.000	5.000	5.500	5.000	5.000	7.000	8.000	9.000	8.700	10.000	10.150
Norte	1.750	SVT 9-II - 800	-	1.000	-	500	1.000	1.000	500	500	1.000	500	500	500
Norte	1.750	SVT 9-II/15 - 900	2.000	2.000	2.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.500	1.500	1.500	2.000
Norte	1.750	SVT 15 - 1000	1.500	1.000	1.900	1.000	1.000	1.000	1.000	1.300	2.000	1.500	1.700	2.000
Norte	1.750	SVT+SVP 18 - 1500	1.500	1.200	1.000	1.700	1.700	1.500	1.500	2.000	2.500	2.300	2.500	2.500
Norte	1.750	SVT+SVP 21 - 1500	2.000	1.500	1.000	1.700	1.300	1.300	2.000	2.000	2.500	3.000	2.500	2.500
Norte	1.750	SVT+SVP 21 - 1600	2.500	2.500	2.500	3.000	3.000	3.000	3.000	3.000	2.500	3.000	2.500	2.500
Norte	1.750	SVT+SVP 21 - 1700	2.000	3.700	3.000	3.000	4.000	3.000	3.000	3.000	3.000	3.000	2.000	2.500
Norte	1.750	SVT 24 - 1900	7.000	6.000	6.000	6.500	7.000	6.950	6.000	6.500	6.500	6.000	4.400	4.500
Norte	1.652	SVT 20 - 1700	2.500	1.100	2.500	3.000	3.000	3.000	3.000	3.000	2.500	2.000	2.000	2.000
Norte	1.652	SVT 23 - 1800	7.500	5.500	5.500	6.000	6.000	4.500	3.500	3.500	3.000	3.000	1.300	1.600
Norte	1.652	SVT+SVP 23 - 1900	7.800	6.000	6.000	6.000	5.000	5.500	3.500	3.000	3.000	3.500	2.500	1.500
			36.300	31.500	31.400	33.400	34.000	31.750	28.000	28.800	30.000	29.300	23.400	24.100
Norte	1.750	Alf 18 - 1200	2.500	2.000	2.000	1.500	2.000	1.500	1.500	1.500	1.000	1.500	1.000	1.500
Norte	1.750	Alf 17 - 1300	1.500	1.000	1.000	1.000	1.300	1.000	2.000	1.750	1.500	1.500	1.500	1.000
Norte	1.750	Alf 17 - 1400-1500	1.000	1.500	1.500	2.000	1.000	2.500	1.300	1.500	2.000	1.800	2.500	3.000
			5.000	4.500	4.500	4.500	4.300	5.000	4.800	4.750	4.500	4.800	5.000	5.500
Norte	1.750	Jes 18 - 1300 Sup	6.500	5.700	5.000	5.400	5.000	4.000	5.000	5.000	4.200	4.000	4.500	2.800
			6.500	5.700	5.000	5.400	5.000	4.000	5.000	5.000	4.200	4.000	4.500	2.800
Norte	1.455	II y III 12 - 600	1.500	1.500	2.000	2.000	1.500	1.500	1.500	2.000	2.000	2.500	2.800	3.700
Norte	1.455	II y III 13 - 700	3.500	3.500	3.500	4.000	4.500	4.500	4.450	4.000	4.000	3.500	4.000	4.000
			5.000	5.000	5.500	6.000	6.000	6.000	5.950	6.000	6.000	6.000	6.800	7.700
Sur	1.740	Huacrash - Aynamayo	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Sur	2.000	Uncush - Sur	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Norte	1.652	Arcopunco	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
			-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
GRAN TOTAL			69.300	64.200	65.200	69.300	69.300	67.750	66.750	67.750	69.300	69.300	65.200	66.750

RENDIMIENTOS PARA SCOOPS DE 3.5 YD3 Y DE 6 YD3 EN ACUMULACION

NIVEL	AREA DE	1er SEMESTRE									2do. SEMESTRE									SC	ECHAD.					
		TAJEJO			RAMPA			T. C+D	CICLO	REND.	TAJEJO			RAMPA			T. C+D	CICLO	REND.							
ACCESO	TRABAJO	DIST.	T.	CARG	T.VAC.	DIST.	%GRAD.				T. CARG.	%GRAD.	T. VAC	DIST.	T.	CARG				T.VAC.	DIST.	%GRAD.	T. CARG	%GRAD.	T. VAC	
1.455	San Judas																									
1.570	Manto II y III - A13																									
1592-Rpa880 (-)	Manto I - A1																									
1.623	Manto I y II del 1623 al 1664																									
1.704	Manto I del 1704 al 1744																									
1.744	Manto I y II del 1744 a 1784																									
1.784	Manto II y III del 1784 al 1824																									
	Carretera																									
1824-Rpa320(+)	Manto I,II,III-A y I-B del 1824 al 1895																									
1824-Rpa320(+)	Manto I,II,III y I-A del 1895 a Terraplen																									
1.784	I,II, III y I-B desde el 1784 (Alforam.)																									
2.000	Recup Alfonso (I,II y III)																									
1.709	Recup. Area 3A y 3B	200	2,31	2,22	-	-	-	-	-	-	3	7,53	40	200	2,31	2,22	-	-	-	-	3	7,53	40	3,5	CAMARA	
1.709	Recup. Area 4A y 4B	160	1,85	1,78	150	10	1,13	-10	0,76	-	3	8,51	35	160	1,85	1,78	150	10	1,13	-10	0,76	3	8,51	35	3,5	CAMARA
1.750	Recup. Area 6 y 10	160	1,55	1,50	-	-	-	-	-	-	3	6,05	85	160	1,55	1,50	-	-	-	-	-	3	6,05	85	6	695
1.750	Recup. Area 17	60	0,69	0,67	180	15	2,25	-15	0,90	-	3	7,51	40	60	0,69	0,67	180	15	2,25	-15	0,90	3	7,51	40	3,5	CAMARA
1.652	Recup. Area 2A y 2B	160	1,85	1,78	150	10	1,13	-10	0,76	-	3	8,51	35	160	1,85	1,78	150	10	1,13	-10	0,76	3	8,51	35	3,5	105/CAMARA
1.592	Recup. Area 5A	200	2,31	2,22	80	10	0,60	-10	0,41	-	3	8,54	35	160	1,85	1,78	-	-	-	-	-	3	6,62	45	3,5	250
1.592	Recup. Area 5B	80	0,92	0,89	250	12	2,00	-12	1,29	-	3	8,11	37	70	0,69	0,67	250	12	2,00	-12	1,29	3	7,65	39	3,5	6
1.750	Recup. Rpa 725 Superior	250	2,32	2,25	-	-	-	-	-	-	3	7,57	68	250	2,32	2,25	-	-	-	-	-	3	7,57	68	6	CAMARA
1.652	Recup. Rpa 725 Inferior	250	2,32	2,25	-	-	-	-	-	-	3	7,57	68	250	2,32	2,25	-	-	-	-	-	3	7,57	68	6	RBS/740
1.652	Recup. Rpa 725 Inferior	40	0,46	0,44	15	15	0,19	-15	0,08	-	3	4,17	72	40	0,46	0,44	15	15	0,19	-15	0,08	3	4,17	72	6	RBS
1.750	SVT 9-II - 800	160	1,55	1,50	150	-12	0,78	12	1,20	-	3	8,02	64	160	1,55	1,50	150	-12	0,78	12	1,20	3	8,02	64	6	695
1.750	SVT 9-III/15 - 900	160	1,55	1,50	150	-12	0,78	12	1,20	-	3	8,02	64	160	1,55	1,50	150	-12	0,78	12	1,20	3	8,02	64	6	695
1.750	SVT 15 - 1000	220	2,13	2,06	80	-12	0,41	12	0,64	-	3	8,25	62	220	2,13	2,06	80	-12	0,41	12	0,64	3	8,25	62	6	CAMARA
1.750	SVT+SVP 18 - 1500	160	1,85	1,78	-	-	-	-	-	-	3	6,62	45	160	1,85	1,78	-	-	-	-	-	3	6,62	45	3,5	CAMARA
1.750	SVT+SVP 21 - 1500	160	1,85	1,78	-	-	-	-	-	-	3	6,62	45	160	1,85	1,78	-	-	-	-	-	3	6,62	45	3,5	CAMARA
1.750	SVT+SVP 21 - 1600	120	1,38	1,33	-	-	-	-	-	-	3	5,72	52	100	1,15	1,11	-	-	-	-	-	3	5,26	57	3,5	CAMARA
1.750	SVT+SVP 21 - 1700	200	2,31	2,22	-	-	-	-	-	-	3	7,53	40	180	2,08	2,00	-	-	-	-	-	3	7,08	42	3,5	CAMARA
1.750	SVT 24 - 1900	100	0,97	0,94	180	13	1,64	-13	0,92	-	3	7,46	69	80	0,77	0,75	150	11	1,16	-11	0,77	3	6,45	80	6	CAMARA
1.652	SVT 20 - 1700	160	1,55	1,50	-	-	-	-	-	-	3	6,05	85	160	1,55	1,50	-	-	-	-	-	3	6,05	85	6	CAMARA
1.652	SVT 23 - 1800	100	0,97	0,94	-	-	-	-	-	-	3	4,91	105	100	0,97	0,94	-	-	-	-	-	3	4,91	105	6	CAMARA
1.652	SVT+SVP 23 - 1900	250	2,32	2,25	-	-	-	-	-	-	3	7,57	68	250	2,32	2,25	-	-	-	-	-	3	7,57	68	6	CAMARA
1.750	Alf 18 - 1200	500	4,84	4,69	100	12	0,80	-12	0,52	-	3	13,84	37	420	4,06	3,94	40 / 120	10% / -12%	0,92	-10% / 12%	1,16	3	13,08	39	6	1090
1.750	Alf 18 - 1300	420	4,06	3,94	100	12	0,80	-12	0,52	-	3	12,32	42	400	3,87	3,75	40 / 120	10% / -12%	0,92	-10% / 12%	1,16	3	12,70	40	6	1090
1.750	Alf 17 - 1400-1500	60	0,58	0,56	260 / 140	12% / HZ	3,39	-12 / HZ	2,66	-	3	10,19	50	60	0,58	0,56	260 / 140	12% / Horiz	3,39	-12% / HOI	2,66	3	10,19	50	6	1330
1.750	Jes 18 - 1300 Sup	250	2,32	2,25	-	-	-	-	-	-	3	7,57	68	250	2,32	2,25	-	-	-	-	-	3	7,57	68	6	1270
1.455	II y III 12 - 600	160	1,85	1,78	150	15	1,88	-15	0,75	-	3	9,25	32	100	1,15	1,11	80 / 340	15% / -15%	2,70	-15% / 15	4,65	3	12,61	24	3,5	710
1.455	II y III 13 - 700	100	1,15	1,11	120	15	1,50	-15	0,60	-	3	7,36	41	120	1,38	1,33	80 / 340	15% / -15%	2,70	-15% / 15	4,65	3	13,07	23	3,5	710
1.740	Huacrash - Aynamayo																									
2.000	Uncush - Sur																									
1.652	Atcopunco																									

87

OBSERVACIONES

- * EN 18ALF. SE CONSIDERA UN RECORRIDO QUE SOBREPASA DEL PROMEDIO, DEBIDO A LA DISTANCIA DEL ECHAD. 1090 A LA PARRILLA 1330
- * PARA LA RPA. 725 (INFERIOR) SE ESTA CONSIDERANDO UNA DISTANCIA PROMEDIO DE 250m. DEL TAJEJO AL RB DE SERVICIOS.
- * EN LA MAYORIA DE AREAS DE RECUPERACION TRABAJARA SC 3.5YD3 CARGANDO A CAMION DE 13 TM.
- * PARA LA RPA. 725 DESPUES DEL PRIMER PISO TRABAJARA EL NUEVO RB 740. EL TRASPASE DE ESTE RB AL RBS SE HARA CON SC3.5YD3
- * PARA LA ZONA SUR SE ASUME EL RENDIMIENTO MAS CRITICO QUE SE TENDRA EN LA MINA QUE ES DE 30 TM/hr. DEBIDO A QUE NO SE TIENE BIEN DEFINIDA LAS RUTAS BIEN DEFINIDA LAS RUTAS.

HORAS SCOOP DE 3.5YD3 EN ACUMULACION (EXPLORACION) - 1997

ZONA	NIVEL ACCESO	AREA DE TRABAJO	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	OCT	NOV	DIC
Sur	1.455	San Judas												
Sur	1.570	Manto II y IIIP - A13												
Sur	1592-Rpa880 (-)	Manto I - AI												
Sur	1.623	Manto I yII del 1623 al 1664												
Sur	1.704	Manto I del 1704 al 1744												
Sur	1.744	Manto I y II del 1744 a 1784												
Sur	1.784	Manto II y III del 1784 al 1824		16,7	33,3	33,3	33,3	33,3	33,3	33,3	33,3	33,3	16,7	33,3
Sur	Carretera	Manto I,II y III del 1824 a 1857												
Sur	1824-Rpa320(+)	Manto I,II,III,I-A y I-B del 1824 al 1895			16,7	16,7	33,3	33,3	33,3	16,7	33,3	33,3	50,0	66,7
Sur	1824-Rpa320(+)	Manto I,II,III y I-A del 1895 a Terraplen												
Sur	1.784	1, II, III y I-B desde el 1784 (Afloram.)		0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0
Sur	2.000	Recup. Alfonso (I,II y III)							0,0	50,0	36,7	50,0	50,0	66,7
TOTAL				16,7	50,0	50,0	66,7	66,7	66,7	100,0	103,3	116,7	116,7	166,7
Norte	1.709	Recup. Area 3A y 3B	50,3	50,3										
Norte	1.709	Recup. Area 4A y 4B	42,6	42,6	42,6	42,6	42,6	28,4						
Norte	1.750	Recup. Area 6 y 10												
Norte	1.750	Recup. Area 17	75,2	50,1	67,7	62,7	62,7	75,2	75,2	75,2	62,7	62,7	62,7	75,2
Norte	1.652	Recup. Area 2A y 2B	0,0	14,2	28,4	56,8	56,8	85,2	71,0	62,5	71,0	71,0	56,8	56,8
Norte	1.592	Recup. Area 5A		28,5	42,7	71,2	71,2	85,5	66,3	66,3	66,3	77,4	66,3	33,2
Norte	1.592	Recup. Area 5B					27,1	40,6	63,9	63,9	63,9	51,1	63,9	63,9
TOTAL			168,1	185,7	181,5	233,3	260,4	314,9	276,4	267,9	263,9	262,2	249,7	229,0
Norte	1.750	Recup. Rpa.725 Superior												
Norte	1.652	Recup. Rpa.725 Inferior				76,5	69,6	69,6	76,5	69,6	69,6	65,4	69,6	71,7
TOTAL						76,5	69,6	69,6	76,5	69,6	69,6	65,4	69,6	71,7
Norte	1.750	SVT 9-II - 800												
Norte	1.750	SVT 9-II/15 - 900												
Norte	1.750	SVT 15 - 1000												
Norte	1.750	SVT+SVP 18 - 1500	33,2	26,5	22,1	37,6	37,6	33,2	33,2	44,2	55,3	50,9	55,3	55,3
Norte	1.750	SVT+SVP 21 - 1500	44,2	33,2	22,1	37,6	28,7	28,7	44,2	44,2	55,3	66,3	55,3	55,3
Norte	1.750	SVT+SVP 21 - 1600	47,7	47,7	47,7	57,3	57,3	57,3	52,7	52,7	43,9	52,7	43,9	43,9
Norte	1.750	SVT+SVP 21 - 1700	50,3	93,0	75,4	75,4	100,5	75,4	70,9	70,9	70,9	70,9	47,2	59,1
Norte	1.750	SVT 24 - 1900												
Norte	1.652	SVT 20 - 1700												
Norte	1.652	SVT 23 - 1800												
Norte	1.652	SVT+SVP 23 - 1900												
TOTAL			175,4	200,4	167,3	207,8	224,1	194,6	201,0	212,0	225,4	240,8	201,7	213,6
Norte	1.750	Alf 18 - 1200												
Norte	1.750	Alf 18 - 1300												
Norte	1.750	Alf 17 - 1400-1500												
TOTAL														
Norte	1.750	Jes 18 - 1300 Sup												
TOTAL														
Norte	1.455	II y IIIP 12 - 600	46,3	46,3	61,7	61,7	46,3	46,3	63,2	84,2	84,2	105,3	117,9	155,8
Norte	1.455	II y IIIP 13 - 700	86,0	86,0	86,0	98,3	110,6	110,6	194,1	174,5	174,5	152,7	174,5	174,5
TOTAL			132,4	132,4	147,8	160,1	156,9	156,9	257,3	258,7	258,7	258,0	292,4	330,3
Sur	1.740	Huacrash - Aynamayo												
Sur	2.000	Uncush - Sur												
Norte	1.652	Arcopunco												
TOTAL MES			476	535	547	728	778	803	878	908	921	943	930	1.011

HORAS SCOOP DE 3.5YD3 EN CARGUIO (EXPLOTACION) - 1997

ZONA	NIVEL ACCESO	AREA DE TRABAJO	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	OCT	NOV	DIC
Sur	1.455	San Judas												
Sur	1.570	Manto II y III - A13												
Sur	1592-Rpa880 (-)	Manto I - A1												
Sur	1.623	Manto I yII del 1623 al 1664												
Sur	1.704	Manto I del 1704 al 1744												
Sur	1.744	Manto I y II del 1744 a 1784												
Sur	1.784	Manto II y III del 1784 al 1824		4,0	8,0	8,0	8,0	8,0	8,0	8,0	8,0	8,0	4,0	8,0
Sur		Carretera Manto I,II y III del 1824 a 1857												
Sur	1824-Rpa320(+)	Manto I,II,III,I-A y I-B del 1824 al 1895			4,0	4,0	8,0	8,0	8,0	4,0	8,0	8,0	12,0	16,0
Sur	1824-Rpa320(+)	Manto I,II,III y I-A del 1895 a Terraplen												
Sur	1.784	I, II, III y I-B desde el 1784 (Afloram.)		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Sur	2.000	Recup. Alfonso (I,II y III)								12,0	8,8	12,0	12,0	16,0
TOTAL				4	12	12	16	16	16	24	25	28	28	40
Norte	1.709	Recup. Area 3A y 3B												
Norte	1.709	Recup. Area 4A y 4B	12,0	12,0	12,0	12,0	12,0	8,0						
Norte	1.750	Recup. Area 6 y 10												
Norte	1.750	Recup. Area 17												
Norte	1.652	Recup. Area 2A y 2B												
Norte	1.592	Recup. Area 5A							24,0	24,0	24,0	28,0	24,0	12,0
Norte	1.592	Recup. Area 5B												
TOTAL			12	12	12	12	12	8	24	24	24	28	24	12
Norte	1.750	Recup. Rpa.725 Superior												
Norte	1.652	Recup. Rpa.725 Inferior												
TOTAL														
Norte	1.750	SVT 9-II - 800												
Norte	1.750	SVT 9-II/15 - 900												
Norte	1.750	SVT 15 - 1000												
Norte	1.750	SVT+SVP 18 - 1500												
Norte	1.750	SVT+SVP 21 - 1500												
Norte	1.750	SVT+SVP 21 - 1600												
Norte	1.750	SVT+SVP 21 - 1700												
Norte	1.750	SVT 24 - 1900												
Norte	1.652	SVT 20 - 1700												
Norte	1.652	SVT 23 - 1800												
Norte	1.652	SVT+SVP 23 - 1900												
TOTAL														
Norte	1.750	Alf 18 - 1200												
Norte	1.750	Alf 18 - 1300												
Norte	1.750	Alf 17 - 1400-1500												
TOTAL														
Norte	1.750	Jes 18 - 1300 Sup												
TOTAL														
Norte	1.455	II y III 12 - 600												
Norte	1.455	II y III 13 - 700												
TOTAL														
Sur	1.740	Huacrash - Aynamayo												
Sur	2.000	Uncush - Sur												
Norte	1.652	Arcopunco												
TOTAL MES			12	16	24	24	28	24	40	48	49	56	52	52

TOTAL HORAS SCOOP DE 3.5YD3 (EXPLORACION) - 1997

ZONA	NIVEL ACCESO	AREA DE TRABAJO	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	OCT	NOV	DIC
Sur	1.455	San Judas												
Sur	1.570	Manto II y IIIP - A13												
Sur	1592-Rpa880 (-)	Manto I - A1												
Sur	1.623	Manto I yII del 1623 al 1664												
Sur	1.704	Manto I del 1704 al 1744												
Sur	1.744	Manto I y II del 1744 a 1784												
Sur	1.784	Manto II y III del 1784 al 1824			20,7	41,3	41,3	41,3	41,3	41,3	41,3	41,3	20,7	41,3
Sur		Carretera Manto I,II y III del 1824 a 1857												
Sur	1824-Rpa320(+)	Manto I,II,III, I-A y I-B del 1824 al 1895			20,7	20,7	41,3	41,3	41,3	20,7	41,3	41,3	62,0	82,7
Sur	1824-Rpa320(+)	Manto I,II,III y I-A del 1895 a Terraplen												
Sur	1.784	I, II, III y I-B desde el 1784 (Afloram)												
Sur	2.000	Recup. Alfonso (I,II y III)								62,0	45,5	62,0	62,0	82,7
TOTAL				21	62	62	83	83	83	124	128	145	145	207
Norte	1.709	Recup. Area 3A y 3B	50,3	50,3										
Norte	1.709	Recup. Area 4A y 4B	54,6	54,6	54,6	54,6	54,6	36,4						
Norte	1.750	Recup. Area 6 y 10												
Norte	1.750	Recup. Area 17	75,2	50,1	67,7	62,7	62,7	75,2	75,2	75,2	62,7	62,7	62,7	75,2
Norte	1.652	Recup. Area 2A y 2B		14,2	28,4	56,8	56,8	85,2	71,0	62,5	71,0	71,0	56,8	56,8
Norte	1.592	Recup. Area 5A		28,5	42,7	71,2	71,2	85,5	90,4	90,4	90,4	105,4	90,4	
Norte	1.592	Recup. Area 5B					27,1	40,6	63,9	63,9	63,9	51,1	63,9	63,9
TOTAL			180	198	193	245	272	323	300	292	288	290	274	196
Norte	1.750	Recup. Rpa.725 Superior												
Norte	1.652	Recup. Rpa.725 Inferior				76,5	69,6	69,6	76,5	69,6	69,6	65,4	69,6	71,7
TOTAL						76,5	69,6	69,6	76,5	69,6	69,6	65,4	69,6	71,7
Norte	1.750	SVT 9-II - 800												
Norte	1.750	SVT 9-II/15 - 900												
Norte	1.750	SVT 15 - 1000												
Norte	1.750	SVT+SVP 18 - 1500	33,2	26,5	22,1	37,6	37,6	33,2	33,2	44,2	55,3	50,9	55,3	55,3
Norte	1.750	SVT+SVP 21 - 1500	44,2	33,2	22,1	37,6	28,7	28,7	44,2	44,2	55,3	66,3	55,3	55,3
Norte	1.750	SVT+SVP 21 - 1600	47,7	47,7	47,7	57,3	57,3	57,3	52,7	52,7	43,9	52,7	43,9	43,9
Norte	1.750	SVT+SVP 21 - 1700	50,3	93,0	75,4	75,4	100,5	75,4	70,9	70,9	70,9	70,9	47,2	59,1
Norte	1.750	SVT 24 - 1900												
Norte	1.652	SVT 20 - 1700												
Norte	1.652	SVT 23 - 1800												
Norte	1.652	SVT+SVP 23 - 1900												
TOTAL			175,4	200,4	167,3	207,8	224,1	194,6	201,0	212,0	225,4	240,8	201,7	213,6
Norte	1.750	Aif 18 - 1200												
Norte	1.750	Aif 18 - 1300												
Norte	1.750	Aif 17 - 1400-1500												
TOTAL														
Norte	1.750	Jes 18 - 1300 Sup												
TOTAL														
Norte	1.455	II y IIIP 12 - 600	46,3	46,3	61,7	61,7	46,3	46,3	63,2	84,2	84,2	105,3	117,9	155,8
Norte	1.455	II y IIIP 13 - 700	86,0	86,0	86,0	98,3	110,6	110,6	194,1	174,5	174,5	152,7	174,5	174,5
TOTAL			132,4	132,4	147,8	160,1	156,9	156,9	257,3	258,7	258,7	258,0	292,4	330,3
Sur	1.740	Huacrash - Aynamayo												
Sur	2.000	Uncush - Sur												
Norte	1.652	Arcopunco												
TOTAL MES			488	551	571	752	806	827	918	956	970	999	982	1.018

SOBREROTURA (DESMONTE) = 25%

TOTAL MES	610	689	713	940	1.007	1.033	1.147	1.195	1.212	1.249	1.228	1.273
------------------	-----	-----	-----	-----	-------	-------	-------	-------	-------	-------	-------	-------

AUMENTO EN HORAS POR MOTIVOS DIVERSOS (TRASLADO, INSPECCION, ETC) = 30%

TOTAL MES NETO	793	896	927	1.222	1.309	1.343	1.492	1.554	1.576	1.623	1.596	1.654
-----------------------	-----	-----	-----	-------	-------	-------	-------	-------	-------	-------	-------	-------

HORAS SCOOP DE 6YD3 EN ACUMULACION (PRODUCCION) - 1997

ZONA	NIVEL ACCESO	AREA DE TRABAJO	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	OCT	NOV	DIC
Sur	1.455	San Judas												
Sur	1.570	Manto II y III - A13												
Sur	1592-Rpa880 (-)	Manto I - A1												
Sur	1.623	Manto I yII del 1623 al 1664												
Sur	1.704	Manto I del 1704 al 1744												
Sur	1.744	Manto I y II del 1744 a 1784												
Sur	1.784	Manto II y III del 1784 al 1824												
Sur	Carretera	Manto I,II y III del 1824 a 1857												
Sur	1824-Rpa320(+)	Manto I,II,III,I-A y I-B del 1824 al 1895												
Sur	1824-Rpa320(+)	Manto I,II,III y I-A del 1895 a Terraplen												
Sur	1.784	I, II, III y I-B desde el 1784 (Afloram.)												
Sur	2.000	Recup. Alfonso (I,II y III)												
TOTAL														
Norte	1.750	Recup. Area 7 y 8												
Norte	1.709	Recup. Area 3A y 3B												
Norte	1.709	Recup. Area 4A y 4B												
Norte	1.750	Recup. Area 6 y 10	47,1	41,2	36,5	35,3	29,4							
Norte	1.750	Recup. Area 17												
Norte	1.652	Recup. Area 2A y 2B												
Norte	1.592	Recup. Area 5A												
Norte	1.592	Recup. Area 5B												
TOTAL			47,1	41,2	36,5	35,3	29,4							
Norte	1.750	Recup. Rpa.725 Superior							22,1	44,2	58,9	58,9	73,7	73,7
Norte	1.652	Recup. Rpa.725 Inferior	58,9	73,7	73,7	81,0	73,7	73,7	81,0	73,7	73,7	69,3	73,7	75,9
TOTAL			58,9	73,7	73,7	81,0	73,7	73,7	103,2	117,9	132,6	128,2	147,4	149,6
Norte	1.750	SVT 9-II - 800		15,6	0,0	7,8	15,6	15,6	7,8	7,8	15,6	7,8	7,8	7,8
Norte	1.750	SVT 9-II/15 - 900	31,2	31,2	31,2	15,6	15,6	15,6	15,6	23,4	23,4	23,4	31,2	31,2
Norte	1.750	SVT 15 - 1000	24,1	16,0	30,5	16,0	16,0	16,0	16,0	20,9	32,1	24,1	27,3	32,1
Norte	1.750	SVT+SVP 18 - 1500	33,2	26,5	22,1	37,6	37,6	33,2	33,2	44,2	55,3	50,9	55,3	55,3
Norte	1.750	SVT+SVP 21 - 1500	44,2	33,2	22,1	37,6	28,7	28,7	44,2	44,2	55,3	66,3	55,3	55,3
Norte	1.750	SVT+SVP 21 - 1600	47,7	47,7	47,7	57,3	57,3	57,3	52,7	52,7	43,9	52,7	43,9	43,9
Norte	1.750	SVT+SVP 21 - 1700	50,3	93,0	75,4	75,4	100,5	75,4	70,9	70,9	70,9	70,9	47,2	59,1
Norte	1.750	SVT 24 - 1900	101,6	87,1	87,1	94,4	101,6	100,9	75,4	81,6	81,6	75,4	55,3	56,5
Norte	1.652	SVT 20 - 1700	29,4	12,9	29,4	35,3	35,3	35,3	35,3	29,4	23,5	23,5	23,5	23,5
Norte	1.652	SVT 23 - 1800	71,6	52,5	52,5	57,3	57,3	43,0	33,4	33,4	28,6	28,6	12,4	15,3
Norte	1.652	SVT+SVP 23 - 1900	114,9	88,4	88,4	88,4	73,7	81,0	51,6	44,2	44,2	51,6	36,8	22,1
TOTAL			548,3	504,3	486,5	522,7	539,3	502,1	436,1	450,9	480,4	475,2	388,3	402,1
Norte	1.750	Alf 18 - 1200	67,3	53,9	53,9	40,4	53,9	40,4	40,4	40,4	26,9	40,4	26,9	40,4
Norte	1.750	Alf 18 - 1300	36,0	24,0	24,0	24,0	31,2	24,0	47,9	42,0	36,0	36,0	36,0	24,0
Norte	1.750	Alf 17 - 1400-1500	19,8	29,8	29,8	39,7	19,8	49,6	25,8	29,8	39,7	35,7	49,6	59,5
TOTAL			123,1	107,6	107,6	104,1	104,9	114,0	114,1	112,1	102,6	112,1	112,5	123,9
Norte	1.750	Jes 15/18 - 1200 Inf												
Norte	1.750	Jes 18 - 1300 Inf												
Norte	1.750	Jes 18 - 1400 Inf												
Norte	1.750	Jes 15/18 - 1200 Sup												
Norte	1.750	Jes 18 - 1300 Sup	95,8	84,0	73,7	79,6	73,7	58,9	73,7	73,7	61,9	58,9	66,3	41,3
Norte	1.750	Jes 18 - 1400 Sup												
Norte	1.750	Jes 18 - 1500 Sup												
TOTAL			95,8	84,0	73,7	79,6	73,7	58,9	73,7	73,7	61,9	58,9	66,3	41,3
Norte	1.455	II y III 12 - 600												
Norte	1.455	II y III 13 - 700												
TOTAL														
Sur	1.740	Huacrash - Aynamayo												
Sur	2.000	Uncush - Sur												
Norte	1.652	Arcopunco												
TOTAL MES			873	811	778	823	821	749	727	755	777	774	714	717

HORAS SCOOP DE 6YD3 EN CARGUJO (PRODUCCION) - 1997

ZONA	NIVEL ACCESO	AREA DE TRABAJO	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	OCT	NOV	DIC
Sur	1.455	San Judas												
Sur	1.570	Manto II y IIIP - A13												
Sur	1592-Rpa880 (-)	Manto I - A1												
Sur	1.623	Manto I y II del 1623 al 1664												
Sur	1.704	Manto I del 1704 al 1744												
Sur	1.744	Manto I y II del 1744 a 1784												
Sur	1.784	Manto II y III del 1784 al 1824												
Sur	Carretera	Manto I,II y III del 1824 a 1857												
Sur	1824-Rpa320(+)	Manto I,II,III,I-A y I-B del 1824 al 1895												
Sur	1824-Rpa320(+)	Manto I,II,III y I-A del 1895 a Terraplen												
Sur	1.784	I, II, III y I-B desde el 1784 (Afloram.)												
Sur	2.000	Recup. Alfonso (I,II y III)												
TOTAL														
Norte	1.750	Recup. Area 7 y 8												
Norte	1.709	Recup. Area 3A y 3B	11,4	11,4										
Norte	1.709	Recup. Area 4A y 4B												
Norte	1.750	Recup. Area 6 y 10	22,7	19,9	17,6	17,0	14,2							
Norte	1.750	Recup. Area 17												
Norte	1.652	Recup. Area 2A y 2B												
Norte	1.592	Recup. Area 5A												
Norte	1.592	Recup. Area 5B												
TOTAL			34,1	31,3	17,6	17,0	14,2							
Norte	1.750	Recup. Rpa.725 Superior							8,5	17,0	22,7	22,7	28,4	28,4
Norte	1.652	Recup. Rpa.725 Inferior												
TOTAL									8,5	17,0	22,7	22,7	28,4	28,4
Norte	1.750	SVT 9-II - 800												
Norte	1.750	SVT 9-II/15 - 900												
Norte	1.750	SVT 15 - 1000	8,5	5,7	10,8	5,7	5,7	5,7	5,7	7,4	11,4	8,5	9,7	11,4
Norte	1.750	SVT+SVP 18 - 1500	8,5	6,8	5,7	9,7	9,7	8,5	8,5	11,4	14,2	13,1	14,2	14,2
Norte	1.750	SVT+SVP 21 - 1500	11,4	8,5	5,7	9,7	7,4	7,4	11,4	11,4	14,2	17,0	14,2	14,2
Norte	1.750	SVT+SVP 21 - 1600	14,2	14,2	14,2	17,0	17,0	17,0	17,0	17,0	14,2	17,0	14,2	14,2
Norte	1.750	SVT+SVP 21 - 1700	11,4	21,0	17,0	17,0	22,7	17,0	17,0	17,0	17,0	17,0	11,4	14,2
Norte	1.750	SVT 24 - 1900	39,8	34,1	34,1	36,9	39,8	39,5	34,1	36,9	36,9	34,1	25,0	25,6
Norte	1.652	SVT 20 - 1700	14,2	6,3	14,2	17,0	17,0	17,0	17,0	17,0	14,2	11,4	11,4	11,4
Norte	1.652	SVT 23 - 1800	42,6	31,3	31,3	34,1	34,1	25,6	19,9	19,9	17,0	17,0	7,4	9,1
Norte	1.652	SVT+SVP 23 - 1900	44,3	34,1	34,1	34,1	28,4	31,3	19,9	17,0	17,0	19,9	14,2	8,5
TOTAL			194,9	161,9	167,0	181,3	181,8	169,0	150,6	155,1	156,3	155,1	121,6	122,7
Norte	1.750	Alf 18 - 1200												
Norte	1.750	Alf 18 - 1300												
Norte	1.750	Alf 17 - 1400-1500												
TOTAL														
Norte	1.750	Jes 15/18 - 1200 Inf												
Norte	1.750	Jes 18 - 1300 Inf												
Norte	1.750	Jes 18 - 1400 Inf												
Norte	1.750	Jes 15/18 - 1200 Sup												
Norte	1.750	Jes 18 - 1300 Sup												
Norte	1.750	Jes 18 - 1400 Sup												
Norte	1.750	Jes 18 - 1500 Sup												
TOTAL														
Norte	1.455	II y IIIP 12 - 600												
Norte	1.455	II y IIIP 13 - 700												
TOTAL														
Sur	1.740	Huacrash - Aynamayo												
Sur	2.000	Uncush - Sur												
Norte	1.652	Arcopunco												
TOTAL MES (+30% ESPERAS)			298	251	240	258	255	220	207	224	233	231	195	196

NOTA:

* NO SE CONSIDERA EN ALGUNAS AREAS HORAS DE SCOOP EN CARGUJO PORQUE DIRECTAMENTE VACEAN A LOS ECHADEROS

* DE IGUAL FORMA EN ALGUNAS AREAS DE RECUPERACION NO SE CONSIDERA SC6YD3 PORQUE TRABAJARA C13 Y EL CARGUJO SERA CON SC3.5YD3

TOTAL HORAS SCOOP DE 6YD3 (PRODUCCION) - 1997

ZONA	NIVEL ACCESO	AREA DE TRABAJO	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	OCT	NOV	DIC
Sur	1.455	San Judas												
Sur	1.570	Manto II y IIIP - A13												
Sur	1592-Rpa880 (-)	Manto I - A1												
Sur	1.623	Manto I yII del 1623 al 1664												
Sur	1.704	Manto I del 1704 al 1744												
Sur	1.744	Manto I y II del 1744 a 1784												
Sur	1.784	Manto II y III del 1784 al 1824												
Sur		Carretera Manto I,II y III del 1824 a 1857												
Sur	1824-Rpa320(+)	Manto I,II,III,I-A y I-B del 1824 al 1895												
Sur	1824-Rpa320(+)	Manto I,II,III y I-A del 1895 a Terraplen												
Sur	1.784	I, II, III y I-B desde el 1784 (Afloram.)												
Sur	2.000	Recup. Alfonso (I,II y III)												
TOTAL														
Norte	1.709	Recup. Area 3A y 3B	11,4	11,4	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Norte	1.709	Recup. Area 4A y 4B	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Norte	1.750	Recup. Area 6 y 10	69,8	61,1	54,1	52,4	43,6	-	-	-	-	-	-	-
Norte	1.750	Recup. Area 17	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Norte	1.652	Recup. Area 2A y 2B	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Norte	1.592	Recup. Area 5A	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Norte	1.592	Recup. Area 5B	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
TOTAL			81,2	72,4	54,1	52,4	43,6	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0
Norte	1.750	Recup. Rpa.725 Superior	-	-	-	-	-	-	30,6	61,3	81,7	81,7	102,1	102,1
Norte	1.652	Recup. Rpa.725 Inferior	58,9	73,7	73,7	81,0	73,7	73,7	81,0	73,7	73,7	69,3	73,7	75,9
TOTAL			58,9	73,7	73,7	81,0	73,7	73,7	111,7	134,9	155,4	150,9	175,8	178,0
Norte	1.750	SVT 9-II - 800	-	15,6	-	7,8	15,6	15,6	7,8	7,8	15,6	7,8	7,8	7,8
Norte	1.750	SVT 9-II/15 - 900	31,2	31,2	31,2	15,6	15,6	15,6	15,6	15,6	23,4	23,4	31,2	31,2
Norte	1.750	SVT 15 - 1000	32,6	21,7	41,3	21,7	21,7	21,7	21,7	28,2	43,5	32,6	36,9	43,5
Norte	1.750	SVT+SVP 18 - 1500	41,7	33,4	27,8	47,2	47,2	41,7	41,7	55,6	69,5	63,9	69,5	69,5
Norte	1.750	SVT+SVP 21 - 1500	55,6	41,7	27,8	47,2	36,1	36,1	55,6	55,6	69,5	83,4	69,5	69,5
Norte	1.750	SVT+SVP 21 - 1600	61,9	61,9	61,9	74,3	74,3	74,3	69,8	69,8	58,1	69,8	58,1	58,1
Norte	1.750	SVT+SVP 21 - 1700	61,6	114,0	92,5	92,5	123,3	92,5	87,9	87,9	87,9	87,9	58,6	73,3
Norte	1.750	SVT 24 - 1900	141,4	121,2	121,2	131,3	141,4	140,4	109,5	118,6	118,6	109,5	80,3	82,1
Norte	1.652	SVT 20 - 1700	43,6	19,2	43,6	52,4	52,4	52,4	52,4	52,4	43,6	34,9	34,9	34,9
Norte	1.652	SVT 23 - 1800	114,2	83,8	83,8	91,4	91,4	68,5	53,3	53,3	45,7	45,7	19,8	24,4
Norte	1.652	SVT+SVP 23 - 1900	159,3	122,5	122,5	122,5	102,1	112,3	71,5	61,3	61,3	71,5	51,0	30,6
TOTAL			743,2	666,2	653,6	704,0	721,1	671,1	586,7	606,0	636,7	630,3	509,9	524,8
Norte	1.750	Alf 18 - 1200	67,3	53,9	53,9	40,4	53,9	40,4	40,4	40,4	26,9	40,4	26,9	40,4
Norte	1.750	Alf 18 - 1300	36,0	24,0	24,0	24,0	31,2	24,0	47,9	42,0	36,0	36,0	36,0	24,0
Norte	1.750	Alf 17 - 1400-1500	19,8	29,8	29,8	39,7	19,8	49,6	25,8	29,8	39,7	35,7	49,6	59,5
TOTAL			123,1	107,6	107,6	104,1	104,9	114,0	114,1	112,1	102,6	112,1	112,5	123,9
Norte	1.750	Jes 18 - 1300 Sup	95,8	84,0	73,7	79,6	73,7	58,9	73,7	73,7	61,9	58,9	66,3	41,3
TOTAL			96	84	74	80	74	59	74	74	62	59	66	41
Norte	1.455	II y IIIP 12 - 600												
Norte	1.455	II y IIIP 13 - 700												
TOTAL														
Sur	1.740	Huacrash - Aynamayo												
Sur	2.000	Uncush - Sur												
Norte	1.652	Arcopunco												
TOTAL MES			1171	1062	1018	1080	1076	968	934	978	1010	1006	909	913

SOBREROTURA (DESMONTE) = 25%

TOTAL MES	1464	1327	1273	1351	1345	1211	1167	1223	1263	1257	1137	1142
------------------	------	------	------	------	------	------	------	------	------	------	------	------

AUMENTO EN HORAS POR MOTIVOS DIVERSOS (TRASLADO, INSPECCION, ETC) = 30%

TOTAL MES NETO	1903	1726	1654	1756	1748	1574	1518	1590	1642	1634	1478	1484
-----------------------	------	------	------	------	------	------	------	------	------	------	------	------

RESUMEN HRS DE OPERACION SCOOPS (3.5YD3) en Servicios Auxiliares

Hra Efectiva del Scoop/Gdia 5 hrs

RESUMEN POR TIPO DE TRABAJO	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	OCT	NOV	DIC
Transporte de Ventiladores												
- Mov. de 15 vent. al mes (0.5 gdia/vent)	38	38	38	38	38	38	38	38	38	38	38	38
Movimiento de Parrillas												
- Mov. de 2 parrillas al mes (0.5 gdia/pa)	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5
- Mov. de 2 parrillas al mes (reinst)	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5
Mantenimiento de Vias												
- 1.5 gdia. por día	195	180	195	180	195	188	188	180	195	195	180	188
Traslado de Tuberías (2 gdias/mes)	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10
(Cuando se requiere apoyo del Scoop)												
Movimiento de Raise Borer												
- 1.5 Al mes (3 Gdias)	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15
Subtotal	268	253	268	253	268	260	260	253	268	268	253	260
Otros (10%)	27	25	27	25	27	26	26	25	27	27	25	26
Total	294	278	294	278	294	286	286	278	294	294	278	286

RESUMEN HRS DE OPERACION SCOOPS (6YD3) en Servicios Auxiliares

Hra Efectiva del Scoop/Gdia 5 hrs

RESUMEN POR TIPO DE TRABAJO	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	OCT	NOV	DIC
Transporte de Ventiladores												
- Mov. de 2 vent. al mes (des, inst)	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10
Movimiento de Parrillas												
- Mov. de 2 parrillas al mes	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6
- Mov. de 2 parrillas al mes (reinst)	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6
Mantenimiento de Vias												
- 2 días a la semana (1 gdia)	40	36	40	39	40	38	40	40	39	40	38	40
Traslado de Tuberías	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10
Movimiento de Raise Borer												
- Uno a los 20 días	16	14	16	15	16	15	16	16	15	16	15	16
Subtotal	88	82	87	86	88	85	88	87	86	88	85	88
Otros (15%)	13	12	13	13	13	13	13	13	13	13	13	13
Total	101	95	100	99	101	98	101	100	99	101	98	101

RESUMEN HRS DE OPERACION SCOOPS (3.5YD3) en Relleno Mecanico

Hra Efectiva del Scoop/Gdia 5 hrs

	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	OCT	NOV	DIC	
Mantenimiento de la via durante el R/M	42,5	38,0	41,5	41,0	42,5	40,0	42,5	41,5	41,0	42,5	40,0	42,5	
Ripeco del Relleno Hidraulico 4 veces a la semana	3,0 48,6	hras 43,4		47,4	46,9	48,6	45,7	48,6	47,4	46,9	48,6	45,7	48,6
Subtotal	91,1	81,4	88,9	87,9	91,1	85,7	91,1	88,9	87,9	91,1	85,7	91,1	
Otros (10%)	9,1	8,1	8,9	8,8	9,1	8,6	9,1	8,9	8,8	9,1	8,6	9,1	
Total	100,2	89,6	97,8	96,6	100,2	94,3	100,2	97,8	96,6	100,2	94,3	100,2	

95

RESUMEN HRS DE OPERACION SCOOPS (6YD3) en Relleno Mecanico

Hra Efectiva del Scoop/Gdia 5 hrs
Sobrerotura 25%

1997	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	OCT	NOV	DIC
PRODUCCION MENSUAL	69.300	64.200	65.200	69.300	69.300	67.750	66.750	67.750	69.300	69.300	65.200	66.750
R/M en el mismo tajeo de la Sobrerotura Hras Scoop (150m. como promedio)	17325 235	16050 217	16300 221	17325 235	17325 235	16938 229	16688 226	16938 229	17325 235	17325 235	16300 221	16688 226
Volumen de Desmonte acum. en camaras (20% del volumen total de desm. en avances) Hras Scoop (carguío + acarreo)	2571 52	3560 73	3857 79	3560 73	3857 79	3708 76	3708 76	3560 73	3857 79	3857 79	3560 73	3708 76
Mantenimiento de la via 0.5 hora por Guardia	43	38	42	41	43	40	43	42	41	43	40	43
Ripeco del Relleno Hidraulico Una vez al dia (2.5 hras.)	71	63	69	68	71	67	71	69	68	71	67	71
Subtotal	400	391	410	417	427	412	415	413	423	427	400	415
Otros (10%)	40	39	41	42	43	41	41	41	42	43	40	41
Total	440	430	451	458	469	453	456	454	465	469	440	456

RESUMEN HRS DE OPERACION SCOOPS (3.5YD3) en Labores de Avance CONTRATA

Hra Efectiva del Scoop/Gdia 5 hrs
 Promedio de avance de 1996 200 mts (Sin considerar By Pass 540)
 Promedio de Avance Diario (Dia util) 7,9

AVANCE DE LABORES	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	OCT	NOV	DIC
Avance mensual de Contratista	206	190	206	190	206	198	198	190	206	206	190	198
Volumen ("Secc. de 3*3.5= 10.5 m3)	2167	2000	2167	2000	2167	2083	2083	2000	2167	2167	2000	2083
Toneladas Metricas	4333	4000	4333	4000	4333	4167	4167	4000	4333	4333	4000	4167
Hrs de Utilizacion de Scoop												
- a 250 de Distancia de Acarreo	122	113	122	113	122	117	117	113	122	122	113	117
Mantenimiento de la via												
1.5 gdias. por día	195	180	195	180	195	188	188	180	195	195	180	188
Subtotal (a 250 mts de distancia)	317	293	317	293	317	305	305	293	317	317	293	305
Otros (20%)	63	59	63	59	63	61	61	59	63	63	59	61
Total	380	351	380	351	380	366	366	351	380	380	351	366

RESUMEN HRS DE OPERACION SCOOPS (6YD3) en Labores de Avance SIMSA

Hra Efectiva del Scoop/Gdia 5 hrs
 Promedio de avance de 1996 295
 Promedio de Avance Diario (Dia util) 11,7

AVANCE DE LABORES	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	OCT	NOV	DIC
Avance mensual	304	281	304	281	304	293	293	281	304	304	281	293
Volumen ("Secc. de 4*3.5= 14 m3)	4261	3933	4261	3933	4261	4097	4097	3933	4261	4261	3933	4097
Toneladas Metricas	8522	7867	8522	7867	8522	8194	8194	7867	8522	8522	7867	8194
Hrs de Utilizacion de Scoop												
- a 250 de Distancia de Acarreo (acumulación)	126	213	231	213	231	222	222	213	231	231	213	222
Mantenimiento de la via												
2 horas por Guardia	156	144	156	144	156	150	150	144	156	156	144	150
Subtotal (a 250 mts de distancia)	282	357	387	357	387	372	372	357	387	387	357	372
Otros (30%)	56	71	77	71	77	74	74	71	77	77	71	74
Total	338	429	465	429	465	447	447	429	465	465	429	447

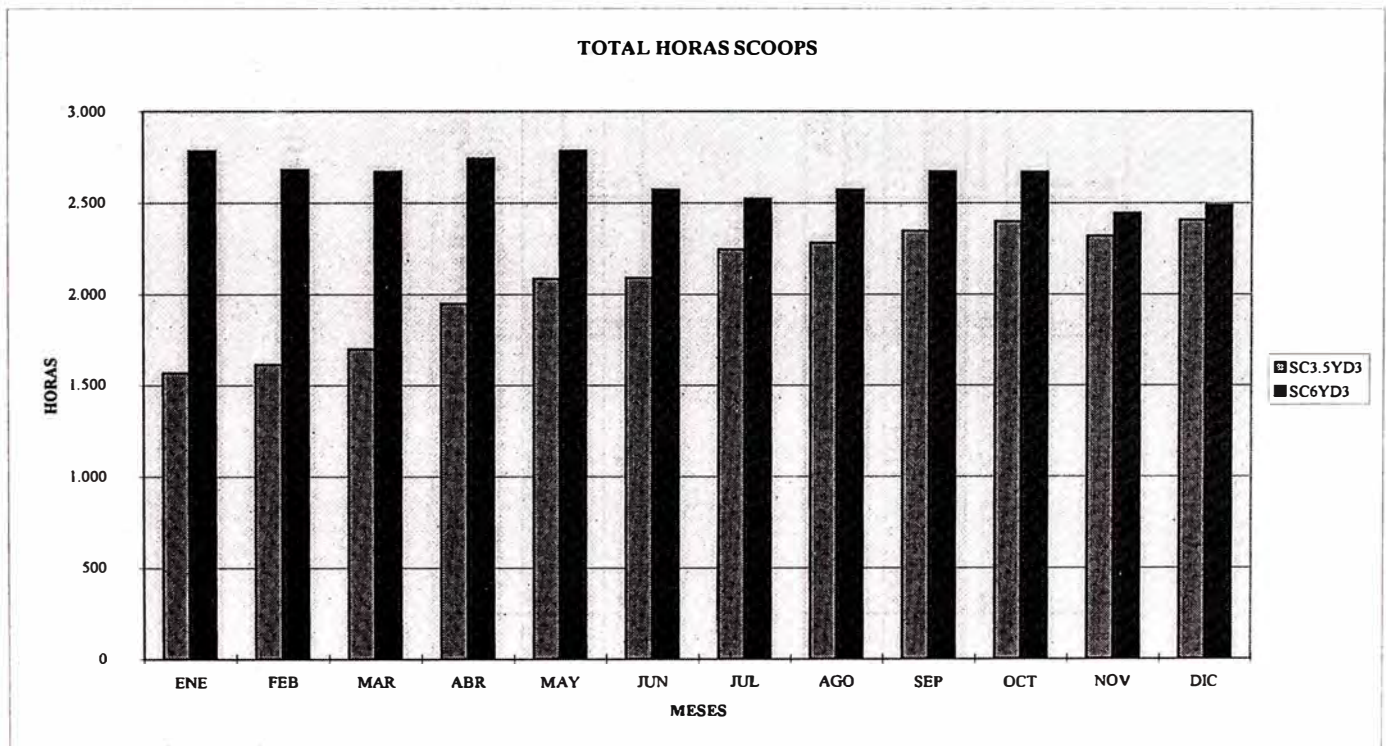
CUADROS RESUMEN

Horas de Utilizacion mensual de Scoops de 3.5 yd3

	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	OCT	NOV	DIC
Avances	380	351	380	351	380	366	366	351	380	380	351	366
Servicios	294	278	294	278	294	286	286	278	294	294	278	286
Relleno Mecanico	100	90	98	97	100	94	100	98	97	100	94	100
Produccion	793	896	927	1222	1309	1343	1492	1554	1576	1623	1596	1654
Total	1568	1614	1700	1947	2084	2089	2244	2281	2347	2398	2319	2406

Horas de Utilizacion mensual de Scoops de 6 yd3

	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	OCT	NOV	DIC
Avances	338	429	465	429	465	447	447	429	465	465	429	447
Servicios	101	95	100	99	101	98	101	100	99	101	98	101
Relleno Mecanico	440	430	451	458	469	453	456	454	465	469	440	456
Producción	1903	1726	1654	1756	1748	1574	1518	1590	1642	1634	1478	1484
Total	2782	2680	2670	2742	2783	2571	2522	2573	2670	2669	2445	2489



RESUMEN NUMERO DE SCOOPS REQUERIDOS 1997

SCOOPS DE 3,5YD3

Meses	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	OCT	NOV	DIC
Nro. Horas	1.568	1.614	1.700	1.947	2.084	2.089	2.244	2.281	2.347	2.398	2.319	2.406
Scoop Planeamien.	3	3	4	4	4	4	5	5	5	5	5	5
1 Scoop Stand by	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
TOTAL SCOOPS	4	4	5	5	5	5	6	6	6	6	6	6

86

SCOOPS DE 6YD3

Meses	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	OCT	NOV	DIC
Nro. Horas Planeamien.	2.782	2.680	2.670	2.742	2.783	2.571	2.522	2.573	2.670	2.669	2.445	2.489
Nro. Horas Proyecto	425	380	415	410	425	400	425	415	410	425	400	425
Nro. Horas totales	3.207	3.060	3.085	3.152	3.208	2.971	2.947	2.988	3.080	3.094	2.845	2.914
Scoop Planeamien.	6	6	6	6	6	5	5	5	6	6	5	5
1 Scoop Proyecto	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
1 Scoop Stand by	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
TOTAL SCOOPS	8	8	8	8	8	7	7	7	8	8	7	7

RESUMEN NUMERO DE SCOOPS REQUERIDOS

1998

SCOOPS DE 3,5YD3

Meses	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SEP	OCT	NOV	DIC
Nro. Horas totales	2.133	2.238	2.179	2.213	2.127	2.160	2.099	2.039	2.169	2.121	2.030	2.209
TOTAL SCOOPS	6	6	6	6	6	6	5	5	6	6	5	6

SCOOPS DE 6YD3

Meses	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SEP	OCT	NOV	DIC
Nro. Horas totales	2.975	3.045	3.191	2.949	3.113	2.869	3.111	3.079	3.046	2.904	2.681	2.806
TOTAL SCOOPS	7	8	8	7	8	7	8	8	8	7	7	7

1999

SCOOPS DE 3,5YD3

Meses	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SEP	OCT	NOV	DIC
Nro. Horas totales	2.190	2.150	2.080	2.001	2.019	2.120	2.145	2.030	2.090	2.150	2.200	2.150
TOTAL SCOOPS	6	6	5	5	5	6	6	5	5	6	6	6

SCOOPS DE 6YD3

Meses	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SEP	OCT	NOV	DIC
Nro. Horas totales	2.750	2.710	3.015	3.120	3.150	2.980	2.869	2.789	3.074	3.108	3.200	3.100
TOTAL SCOOPS	7	7	7	8	8	7	7	7	8	8	8	8

2000

SCOOPS DE 3,5YD3

Meses	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SEP	OCT	NOV	DIC
Nro. Horas totales	2.234	1.963	2.142	2.108	2.021	2.010	2.255	2.150	2.121	2.211	2.215	2.248
TOTAL SCOOPS	6	5	6	6	5	5	6	6	6	6	6	6

SCOOPS DE 6YD3

Meses	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SEP	OCT	NOV	DIC
Nro. Horas totales	2.633	2.689	2.719	2.595	2.613	2.155	2.635	2.054	2.084	2.145	2.104	2.173
TOTAL SCOOPS	7	7	7	7	7	6	7	5	5	6	5	6

c. Proyecto: Adquisición de 2 Scoop de 3,5 yd³

c.1 Objetivo

En la actualidad se cuenta con 4 scoops de 3,5 yd³ y 8 scoops de 6yd³, para trabajos de preparación, desarrollo y explotación. para los próximos años de acuerdo al plan programado, se tiene proyectado trabajar en labores de recuperación más alejadas y dispersas como son:

- a) Zona Sur
- b) Zona Norte
- c) Arcopunco
- d) Uncush - Nivel 1455
- e) San Judas Nivel 1455;

Por lo que se necesita ampliar la flota de equipos con 2 scoop de 3,5yd³ para cumplir las metas propuestas.

c.2 Ingeniería del Proyecto

1. Situación Actual

- Actualmente el acarreo de desmonte y/o de mineral se hace por etapas, siendo en algunos casos cuatro el número de pasos.
- En el Planeamiento de los próximos años se observa una gran producción de las áreas con baja ley y poca potencia por lo que se requiere disminuir la dilución. Ya que los equipos de 6yd³ no son lo adecuado para labores angostas (garantizar el abastecimiento de mineral a Planta).
- En el manto San Vicente techo, se tiene una potencia que varía de 2 a 4,5m; las que representan longitudes de 67% y 33% respectivamente; considerándose que la más representativa es la primera; razón por la cual se requiere adquirir scoops de 3,5yd³.

2. Alternativas

- Adquirir 2 Scoops de 3,5 yd³ para realizar labores de secciones menores.
- Realizar el acarreo de mineral por etapas, utilizando scoops de 3,5yd³, considerándose que son más versátiles para ejecutar esta labor en la 1ra. etapa.
- Incremento de las eficiencias en el ciclo de limpieza.

3. Descripción del Proyecto

- Para 1997 se tiene programado explotar 30000 Tm/mes de áreas de poca potencia de manto (incluidas Zonas de recuperación).
- Las labores distantes (a más de 2km. de longitud) ubicadas en las zonas de:
 - a) Zona Sur (Recuperación)
 - b) Arcopunco(Reservas Nuevas)
 - c) Uncush - Nv. 1455 (Reservas Nuevas)
 - d) San Judas (Reservas Nuevas)

Se ha considerado realizar el acarreo, con scoops de 3,5 yd³.

- El planeamiento de los próximos años indican un requerimiento mínimo de 6 scoops de 3,5yd³; de los cuales contamos con 4 unidades en Mina, siendo necesario adquirir los 2 scoops faltantes para cumplir con las metas propuestas.
- Especificaciones Técnicas:

ESPECIFICACIONES TECNICAS

CARGADOR DE BAJO PERFIL LHD 3,5 YD³

DIMENSIONES PRINCIPALES

Longitud Total	8,52m
Ancho Máximo	1,90m
Altura	1,74m
Altura con protector de Seguridad	2,05m

CARGAS

Carga en Operación	aprox.	14500kg
Carga por eje		
Sin carga:	Eje delantero	6160kg
	Eje posterior	8340kg
Con carga:	Eje delantero	15500kg
	Eje posterior	5200kg

CARACTERISTICAS DE FUNCIONAMIENTO

Fuerza de rotura		
Cilindro del aguilón (12100Kp)		119kN
Fuerza de rotura		
Cilindro del cucharón (10900Kp)		111kN
Carga de volteo		14500kg
Capacidad de arrastre		6200kg
Medida del cucharón normal	3,0-2,7 y 3,3m ³	

TIEMPOS PARA EL MOVIMIENTO DEL CUCHARON (sin carga)

Levantando	6,0sg.
Bajando	4,5sg.
Arrastrando	4,0sg.

VELOCIDADES DE MANEJO CON CARGA

Hacia adelante y en reversa:

Primera	5,0km/hr
Segunda	10,0km/hr
Tercera	20,0km/hr

MOTOR

Motor diesel	Deutz F6L 413 FW
Potencia de salida	102 kW/2300 rpm (139hp)
Torque	487 Nm/1500rpm
Número de cilindros	V6
Diámetro cilindro/carrera	125/130mm
Desplazamiento	9572 cm ³
Sistema de enfriamiento	air cooled
Sistema eléctrico	24V
Principio combustión	swirl-chamber, 4 tiempos
Purificador gas escape	water scrubber or purifier
Peso (w/o starter and gen)	660kg

c.3 Costos y Retorno de la Inversión

La inversión es necesaria, se justifica en adquisición, toda vez que servirán para optimizar las operaciones en Mina, para mantener y lograr superar los parámetros de producción.

- Costo:

Adquisición de 2 scoops..... US\$ 499.000,00

PRECIO	
FOB	US\$ 182.000
FLETE	US\$ 2.500
CIF	US\$ 184.500
IMPUESTOS	
- Ad-Valorem (15% CIF)	US\$ 27.675
- Gastos Ag. Aduana (0,75% CIF)	US\$ 1.385
- IGV (18% CIF)	US\$ 33.210
- Seguros + Derechos de Superv. (1,5% FOB)	US\$ 2730
TOTAL CIF + IMPUESTOS	<u>US\$ 249.500,00</u>

- Retorno de la Inversión

Se consideran los siguientes costos:

1. Por Hora-Maquina

COSTO CONTRATA	US\$ 60,00/Hr
COSTO SIMSA	<u>US\$ 40,00/Hr</u>
DIFERENCIA (AHORRO)	US\$ 20,00/Hr-maq.

Según el Planeamiento Horas-Maquina realizado; un scoop de 3,5yd³ como promedio anual tendrá una utilización de 4000 horas/año o 335 horas/mes.

2. Por Dilución

(En zonas de potencia de menor ley; se estima un promedio de 6%)

Dilución en exceso:

de 24.6%	baja a	20%
(con Scoop de 6yd ³)		(con Scoop de 3,5yd ³)

Se obtiene:

Ley (Scoops de 6yd ³)	= 6,0%	-----> TM	= 30000
Ley (Scoops de 3.5yd ³)	= 6,4%	-----> TM	= 28000
Ahorro por Dilución		-----> TM	= 2000

El costo de tratamiento es de US\$ 2,90/TM

El Ahorro es de = US\$ 2,90/TM x 2000 TM/ahorro dilución

= US\$ 5.800/mes
= US\$ 69.600/año

RESUMEN

El ahorro se estima:

a) Por Hr.-maq. (2 scoops).....	US\$ 13.400/mes
b) Por Dilución	US\$ 5.800/mes
TOTAL:	
	US\$ 19.200/mes
	US\$ 229.600/año

El ahorro por Hr.-maq. irá decreciendo en un 10% cada año a partir del 2do. año de operación por el deterioro de los equipos; por tal motivo el Ahorro o Beneficio también decrecerá. (Ver el cuadro “ANÁLISIS DE FLUJO DE FONDOS”)

c.4 Análisis Económico y Financiero

*** CALCULO DEL VALOR DE RESCATE DE LOS EQUIPOS**

- Horizonte del Proyecto (N)	=	6 años
- Costo de los equipos	=	\$ 499.000
- Vida útil de los equipos	=	8 años

$$V_r = 499.000 - 499.000 \times (6 / 8) = 124.750$$

*** CALCULO DE LA DEPRECIACION DE LOS EQUIPOS**

Se aplica el método Lineal o de Línea Recta, su nombre es debido a que el valor en libro del activo decrece linealmente con el tiempo, tiene el mismo corte de depreciación cada año, se obtiene dividiendo el costo del equipo menos el valor del rescate, entre el número de años de su vida útil del activo.

$$D = \frac{P - L}{n}$$

$$D = \frac{499.000 - 124.750}{6} = 62.375$$

*** CALCULO DEL VALOR ACTUAL NETO (VAN)**

El valor actual neto se calcula así:

$$V.A.N.= \sum_{k=0}^N FF \times \frac{1}{(1+i)^k}$$

donde:

- FF = Flujo de Fondos generados en el período “k”
- k = 0, 1, 2, 3,, N (años)
- i = Tasa de Interés (9%)
- N = Horizonte del proyecto.

**ANALISIS DE FLUJO DE FONDOS
(EN US \$)**

104

		Año 0	Año 1	Año 2	Año 3	Año 4	Año 5	Año 6	TOTAL
1). TOTAL INVERSION	499000	-499000							
2). AHORRO O BENEFICIO DEBIDO AL PROYECTO			229600	213600	197600	181600	165600	149600	1137600
3). DEPRECIACION DE LOS EQUIPOS			-62375	-62375	-62375	-62375	-62375	-62375	-374250
4). INCREMENTO DE LA UTILIDAD ANTES DE PART. E IMP.:			167225	151225	135225	119225	103225	87225	763350
5). PARTICIPACION E IMPUESTOS:									
PARTICIPACIONES (8%):			-13378	-12098	-10818	-9538	-8258	-6978	-61068
IMPUESTOS A LA RENTA (30%):			-46154	-41738	-37322	-32906	-28490	-24074	-210685
IGV (18%):			-19385	-17530	-15675	-13821	-11966	-10111	
6). INCREMENTO EN LA UTILIDAD NETA			107693	97389	87085	76781	66477	56173	491597
MAS (MENOS):									
Depreciación:			62375	62375	62375	62375	62375	62375	374250
Valor de Rescate:								124750	124750
Inversión Inicial:		-499000							-499000
7). FLUJO DE FONDOS:		-499000	170068	159764	149460	139156	128852	243298	491597
8). VALOR ACTUAL NETO (Interés 9%):		-499000	156026	134470	115410	98582	83745	145071	234303

Luego simplificando la fórmula y reemplazando los datos del cuadro "ANALISIS DE FLUJO DE FONDOS":

Se obtiene:

$$V.A.N. = 234.303 > 0 \quad (\text{Por lo que es un proyecto viable}).$$

*** CALCULO DE LA TASA INTERNA DE RETORNO (TIR)**

Haciendo V.A.N. = 0

$$V.A.N. = \sum_{k=0}^N FF \times \frac{1}{(1+i)^k} = f = 0$$

Tabulando:

j = 23%	f= 9893
j = 23,8%	f= -173
j = 23,9%	f= -1408
j = 24%	f= -2638

* T.I.R. = 23,786% > 9% (Por lo que es un proyecto viable)

*** PERIODO DE RECUPERACION DE LA INVERSION (N')**

$$\sum_{k=0}^{N'} FF \times \frac{1}{(1+9\%)^k} = f' = 0$$

Tabulando:

k = 2	f' = -103.504
k = 3	f' = -3236

* Tenemos: en 2,95 años equivalente a 2 años y 11 meses

*** RELACION BENEFICIO/COSTO (Be/Co)**

$$Be = \sum_{k=1}^N FF \times \frac{1}{(1+i)^k}$$

$$Co = 499.000$$

Para $i = 9\%$, $N=8$ años ; tenemos:

$$Be = 733.303 \quad (\text{Ver el cuadro "ANALISIS DE FLUJO DE FONDOS"})$$

$$Co = 499.000$$

$\implies Be/Co = 1,47 > 1$ (Por lo que es un proyecto viable)

6.7.1 Análisis de Transporte (Camiones)

a. Descripción

El transporte de mineral tiene un sentido de relación con longitud o distancias de recorrido. En efecto se comprende por transporte al recorrido que hacen los equipos llevando en su cuchara y/o tolva el mineral disparado desde las cámaras de acumulación a lugares donde convergen la producción. En San Vicente se le considera exclusivamente Equipo de Transporte a los camiones de 13TM, 20TM y 26TM; dependiendo de la necesidad y condiciones de cada tajo.

Se consideran dos tipos de distancias:

- 1.- Distancias Cortas
- 2.- Distancias Largas

Se entiende por distancias cortas aquellas en que la longitud de recorrido está en el intervalo de (0,300) metros, y distancias largas son las que están más allá de este intervalo. En San Vicente estas distancias largas sobrepasan el kilómetro.

El uso del scooptram se puede adoptar en el primer caso, estudios realizados han demostrado que serían ineficientes. Los scooptrams se utilizan como elemento cargador, obteniéndose rendimientos que satisfacen el cumplimiento de la producción programada.

Cabe indicar que los camiones en San Vicente cumplirán tres funciones:

1. Movimiento de mineral.- De cámaras de Acumulación a grandes cámaras o a echaderos de cortos volúmenes de almacenamiento.
2. Transferencia de mineral.- De echaderos de corto volumen a echaderos que directamente llegan al nivel de extracción por locomotoras.
3. Transporte de mineral propiamente dicho.- Los camiones en éste caso transportan el mineral de los echaderos al nivel de extracción por locomotoras.

b. Planeamiento (Horas Máquina-Nro de camiones 13, 20, 26TM)

El estudio que se presentará a continuación denominado “PROYECCION ANUAL DE ACARREO DE MINERAL” tiene como objetivo la determinación del números de Horas Camiones de 13TM, 20TM y 26TM; y por ende el número de equipo que se requerirán para el próximo año (1997). Este estudio fue realizado en base a las funciones específicas que realizan cada uno de ellos; además se entró al detalle en el movmiento de demonte con el programa de preparaciones. Detallando:

Camiones 13, 20 y 26TM

1. Producción.
 - De Cámaras de Acumulación a echaderos.
 - Transferencias.
2. Avance o Preparaciones.
 - Hacia Cámaras.
 - “ Echaderos.
 - “ Superficie.

1.- Producción

Para determinar el Número de horas en producción que se emplearán los camiones al mes en cada tajo se utiliza la fórmula:

$$\frac{\text{TONELAJE DE MINERAL A PRODUCIR AL MES DEL TAJO} \dots \dots \dots (1)}{\text{RENDIMIENTO CAMION (TM/Hr)}}$$

- * En el cuadro “RENDIMIENTOS DE CAMIONES 13-20-26 EN PRODUCCION” se detalla que tipo de camión trabajará en cada tajo y en transferencia.
- * El Tonelaje de mineral se muestra el cuadro “RESUMEN DEL PROGRAMA DE PRODUCCION - 1997”.
- * Fórmula para determinar los rendimientos:

$$\text{Ct x Efc x (Viajes/Hora)} \dots \dots \dots (2)$$

Siendo:

Ct	:	Capacidad de tolva (TM) => Para C13 = 13TM, C20 = 20TM y C26 = 26TM
Efc	:	Factor de llenado x Disponibilidad operativa => Efc para C13 = 0,90 - C20 = 0,95 - C26 = 0,90
Viajes/Hr	:	60 / Ciclo

$$\text{Ciclo} = \text{Tf} + \text{Tv} \quad (\text{Tiempos fijos} + \text{Tiempos Variables})$$

Definiciones:

Las definiciones se dieron en el estudio realizado a los scoops y la aplicación es similar.

Las velocidades con gradientes se muestran en el cuadro “VELOCIDADES DE LOS CAMIONES”.

- * Aplicación:

Por Ejemplo para el Tajo SVT-SVP 23 - 1900 se utilizarán 69,2 horas netas con C26 en el mes de Febrero, veamos como se calculó:

Aplicando la fórmula (1):

- El tonelaje se encuentra en la tabla “RESUMEN DEL PROGRAMA DE PRODUCCION 1997”, (6.000 TM)
- El Rendimiento del scoop para el primer semestre se encuentra en la tabla “RENDIMIENTOS PARA CAMIONES DE 13-20-26TM EN TRANSPORTE DE MINERAL”, (87 TM/Hr).
- Este rendimiento se calcula de la siguiente forma:
 1. Ct = 26 m³ , Efc= 0,90
 2. Viajes/Hora = 60/Ciclo
 3. Ciclo = Tf + Tv
 4. Tf > Nos vamos a la tabla “CUADRO ANALITICO DE CAMIONES C26, C20 Y C13 PARA DETERMINAR RENDIMIENTOS” encontramos: Tcarguío = 5:30min y Tdescarga = 1:00 min => Tf=3.00min.

5. $T_v \implies$ Encierra muchas combinaciones de tablas, veamos:

- Distancia en (+/-) Horizontal = 120m.
- Para Dist.= 120m. - $T_{\text{carg.}} = 0,57\text{min.}$ y $T_{\text{desc.}} = 0,61\text{min.}$, ver tabla "CUADRO ANALITICO DE CAMIONES C26 - C20 - C13 PARA DETERMINAR RENDIMIENTOS". Si es que no se encontrara a esa distancia se hace una regla de 3 simple.
- El camión recorre lleno aprox. 500m de Rampa con una %GRAD. de +15% y 80m. de - 13%, para luego regresar a las mismas distancias vacío %GRAD. DE -13% y - 15% respectivamente, a esa distancia las velocidades se ubican en la Tabla "VELOCIDADES DE LOS CAMIONES". \implies Dist./ $V_{\text{prom.}}$ será T_{cargado} sumando en Rampas (+/-) = 5,4min. y $T_{\text{vacío}}$ sumando en Rampas (-/+)= 4,00min.
- $\implies T_v = 0,57\text{min} + 0,61\text{min} + 5,4\text{min} + 4,00\text{min} = 10,58\text{min.}$
- \implies Ciclo = $T_f + T_v = 6,00\text{min} + 10,58\text{min} = 16,61\text{min.}$
- \implies Viajes/Hora = 3,61
- \implies Rendimiento = 87 TM/Hr.

Para transferencias de tolva a echaderos observar las tablas.

2.- Avances o Preparaciones

El mismo análisis que se utilizó para la Producción se utiliza en Avances, pero tomando en cuenta el Programa de preparaciones del año 1997, es decir las toneladas de desmonte que se dispararán.

La fórmula a aplicar es:

TM desmonte = Sección del Frente (m²) x Avance del mes (m) x P.E. desmonte (TM/m³)

Siendo:

- Secciones típicas : 3,5 x 3 y 4 x 3,5
- P.E. desmonte = 2,1 TM/m³

Las observaciones son las mismas que se hicieron en el estudio a scoops.

Se hizo el análisis para el año 1997.

Análisis de Resultados

- El análisis de los resultados determinan la falta de un camión de 13TM para mantener en Stand By.
- Generalmente el camión de 13TM se encontrará trabajando para el año 1997 en labores de preparaciones y exploraciones en donde las secciones son de 3,5x3m.
- No se conoce el Programa de Preparaciones y Exploraciones de los años siguientes, por lo que no se sabe a ciencia cierta la utilización del camión en éste tipo de actividades.
- Por éstas razones no se recomienda la compra de un camión, más bien sí se recurriría al alquiler de uno de similares características.

**PROYECCION ANUAL DE TRANSPORTE DE MINERAL
(ESTUDIO DE TIEMPOS Y MOVIMIENTOS)**

VELOCIDADES DE LOS CAMIONES

GRAD. %	MT-20		MT-26		MT-13	
	VEL. CARG. Km/Hr	VEL. VAC. Km/Hr	VEL. CARG. Km/Hr	VEL. VAC. Km/Hr	VEL. CARG. Km/Hr	VEL. VAC. Km/Hr
-15	11,6	8,5	11,8	8,7	9,3	6,8
-14	11,8	9,0	11,9	9,2	9,4	7,2
-13	12,0	9,6	12,1	9,6	9,6	7,7
-12	12,2	10,1	12,2	10,1	9,8	8,1
-11	12,3	10,3	12,3	10,4	9,8	8,2
-10	12,3	10,4	12,4	10,6	9,8	8,3
-9	12,3	10,6	12,4	10,8	9,9	8,5
-8	12,3	10,8	12,5	11,0	9,9	8,6
-7	12,4	11,0	12,5	11,2	9,9	8,8
-6	12,4	11,2	12,6	11,4	9,9	9,0
-5	12,4	11,4	12,6	11,6	9,9	9,1
-4	12,3	11,4	12,6	11,7	9,8	9,1
-3	12,2	11,4	12,6	11,7	9,8	9,1
-2	12,1	11,3	12,7	11,8	9,7	9,1
-1	12,0	11,3	12,7	11,8	9,6	9,1
0	11,9	11,3	12,7	11,9	9,5	9,0
1	11,2	11,2	12,5	11,9	9,0	8,9
2	10,6	11,0	12,3	11,9	8,5	8,8
3	9,9	10,9	12,2	11,9	7,9	8,7
4	9,3	10,7	12,0	11,9	7,4	8,6
5	8,6	10,6	11,8	11,9	6,9	8,5
6	8,1	10,4	11,3	11,5	6,5	8,3
7	7,6	10,1	10,8	11,1	6,1	8,1
8	7,2	9,9	10,4	10,6	5,7	7,9
9	6,7	9,6	9,9	10,2	5,3	7,7
10	6,2	9,4	9,4	9,8	5,0	7,5
11	6,0	9,2	8,9	9,4	4,8	7,3
12	5,8	8,9	8,4	9,0	4,6	7,1
13	5,4	7,4	7,6	8,2	4,3	5,9
14	5,0	6,0	6,8	7,5	4,0	4,8
15	4,6	4,5	6,0	6,7	3,7	3,6

**CUADRO ANALITICO DE CAMIONES C26, C20 y C13 PARA DETERMINAR EN PROMEDIO
EL RENDIMIENTO SEGUN LA DISTANCIA DE RECORRIDO**

DATOS:

Para GRAD. = +/- 0 % y C26

VEL. PROMEDIO IDA (LLENO) Km/hr	=	13
VEL. PROMEDIO REGRESO (VACIO) Km/hr	=	12
CARGUIO (min:seg)	=	5:30
DESCARGA (min:seg)	=	1:00

Obs.: - Para determinar T. ida (lleno) y T. vuelta (vacío) de los C13 y C20 basta multiplicar por 1,1 y 1,05 respectivamente a cada Tiempo.

- Para los tiempos fijos (T. carga + T. descarga) serán de C13 y C20 respectivamente 5min. y 5,5min. respectivamente.

- En transferencia de mineral de tolva a echadero es menor el (T. carga + T. descarga); se verá más adelante.

Distancia (m.)	Tiempo de Recorrido (min.)			Ciclo C26	#Viajes/hr C26	#Viajes/hr C20	#Viajes/hr C13
	Ida	Vuelta	Carga y Des.				
100	0,48	0,50	6,50	7,48	8,02	9,19	9,87
150	0,71	0,76	6,50	7,97	7,53	8,52	9,07
200	0,95	1,01	6,50	8,46	7,09	7,94	8,38
250	1,19	1,26	6,50	8,95	6,70	7,43	7,80
300	1,43	1,51	6,50	9,44	6,36	6,99	7,29
350	1,67	1,76	6,50	9,93	6,04	6,59	6,84
400	1,90	2,02	6,50	10,42	5,76	6,24	6,44
450	2,14	2,27	6,50	10,91	5,50	5,92	6,09
500	2,38	2,52	6,50	11,40	5,26	5,64	5,77
550	2,62	2,77	6,50	11,89	5,05	5,38	5,49
600	2,86	3,03	6,50	12,38	4,85	5,14	5,23
650	3,10	3,28	6,50	12,87	4,66	4,92	5,00
700	3,33	3,53	6,50	13,36	4,49	4,72	4,78
750	3,57	3,78	6,50	13,85	4,33	4,54	4,58
800	3,81	4,03	6,50	14,34	4,18	4,37	4,40
850	4,05	4,29	6,50	14,83	4,04	4,21	4,24
900	4,29	4,54	6,50	15,32	3,92	4,06	4,08
950	4,52	4,79	6,50	15,81	3,79	3,93	3,94
1.000	4,76	5,04	6,50	16,30	3,68	3,80	3,80
1.050	5,00	5,29	6,50	16,79	3,57	3,68	3,68

RESUMEN DEL PROGRAMA DE PRODUCCION - 1997

ZONA	NIVEL ACCESO	AREA DE TRABAJO	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	OCT	NOV	DIC
Sur	1.455	San Judas	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Sur	1.570	Manto II y III - A13	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Sur	1592-Rpa880 (-)	Manto I - A1	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Sur	1.623	Manto I y II del 1623 al 1664	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Sur	1.704	Manto I del 1704 al 1744	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Sur	1.744	Manto I y II del 1744 a 1784	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Sur	1.784	Manto II y III del 1784 al 1824	-	500	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	500	1.000
Sur	Carretera	Manto I,II y III del 1824 a 1857	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Sur	1824-Rpa320(+)	Manto I,II,III,I-A y I-B del 1824 al 1895	-	-	500	500	1.000	1.000	1.000	500	1.000	1.000	1.500	2.000
Sur	1824-Rpa320(+)	Manto I,II,III y I-A del 1895 a Terraplen	-	500	500	500	1.000	1.000	1.000	500	1.000	1.500	1.000	1.500
Sur	1.784	I, II, III y I-B desde el 1784 (Afloram.)	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Sur	2.000	Recup. Alfonso (I,II y III)	-	-	-	-	-	-	-	1.500	1.100	1.500	1.500	2.000
			-	1.000	2.000	2.000	3.000	3.000	3.000	3.500	4.100	5.000	4.500	6.500
Norte	1.709	Recup. Area 3A y 3B	2.000	2.000	500	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Norte	1.709	Recup. Area 4A y 4B	1.500	1.500	1.500	1.500	1.500	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000
Norte	1.750	Recup. Area 6 y 10	4.000	3.500	3.100	3.000	2.500	1.500	1.000	-	-	-	-	-
Norte	1.750	Recup. Area 17	3.000	2.000	2.700	2.500	2.500	3.000	3.000	3.000	2.500	2.500	2.500	3.000
Norte	1.652	Recup. Area 2A y 2B	-	500	1.000	2.000	2.000	3.000	2.500	2.200	2.500	2.500	2.000	2.000
Norte	1.592	Recup. Area 5A	1.000	1.000	1.500	2.500	2.500	3.000	3.000	3.000	3.000	3.500	3.000	1.500
Norte	1.592	Recup. Area 5B	1.000	1.000	1.500	1.000	1.000	1.500	2.500	2.500	2.500	2.000	2.500	2.500
			12.500	11.500	11.800	12.500	12.000	13.000	13.000	11.700	11.500	11.500	11.000	10.000
Norte	1.750	Recup. Rpa.725 Superior	-	-	-	-	-	-	1.500	3.000	4.000	4.000	5.000	5.000
Norte	1.652	Recup. Rpa.725 Inferior	4.000	5.000	5.000	5.500	5.000	5.000	5.500	5.000	5.000	4.700	5.000	5.150
			4.000	5.000	5.000	5.500	5.000	5.000	7.000	8.000	9.000	8.700	10.000	10.150
Norte	1.750	SVT 9-II - 800	-	1.000	-	500	1.000	1.000	500	500	1.000	500	500	500
Norte	1.750	SVT 9-III/15 - 900	2.000	2.000	2.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000	1.500	1.500	1.500	2.000
Norte	1.750	SVT 15 - 1000	1.500	1.000	1.900	1.000	1.000	1.000	1.000	1.300	2.000	1.500	1.700	2.000
Norte	1.750	SVT+SVP 18 - 1500	1.500	1.200	1.000	1.700	1.700	1.500	1.500	2.000	2.500	2.300	2.500	2.500
Norte	1.750	SVT+SVP 21 - 1500	2.000	1.500	1.000	1.700	1.300	1.300	2.000	2.000	2.500	3.000	2.500	2.500
Norte	1.750	SVT+SVP 21 - 1600	2.500	2.500	2.500	3.000	3.000	3.000	3.000	3.000	2.500	3.000	2.500	2.500
Norte	1.750	SVT+SVP 21 - 1700	2.000	3.700	3.000	3.000	4.000	3.000	3.000	3.000	3.000	3.000	2.000	2.500
Norte	1.750	SVT 24 - 1900	7.000	6.000	6.000	6.500	7.000	6.950	6.000	6.500	6.500	6.000	4.400	4.500
Norte	1.652	SVT 20 - 1700	2.500	1.100	2.500	3.000	3.000	3.000	3.000	3.000	2.500	2.000	2.000	2.000
Norte	1.652	SVT 23 - 1800	7.500	5.500	5.500	6.000	6.000	4.500	3.500	3.500	3.000	3.000	1.300	1.600
Norte	1.652	SVT+SVP 23 - 1900	7.800	6.000	6.000	6.000	5.000	5.500	3.500	3.000	3.000	3.500	2.500	1.500
			36.300	31.500	31.400	33.400	34.000	31.750	28.000	28.800	30.000	29.300	23.400	24.100
Norte	1.750	Alf 18 - 1200	2.500	2.000	2.000	1.500	2.000	1.500	1.500	1.500	1.000	1.500	1.000	1.500
Norte	1.750	Alf 17 - 1300	1.500	1.000	1.000	1.000	1.300	1.000	2.000	1.750	1.500	1.500	1.500	1.000
Norte	1.750	Alf 17 - 1400-1500	1.000	1.500	1.500	2.000	1.000	2.500	1.300	1.500	2.000	1.800	2.500	3.000
			5.000	4.500	4.500	4.500	4.300	5.000	4.800	4.750	4.500	4.800	5.000	5.500
Norte	1.750	Jes 18 - 1300 Sup	6.500	5.700	5.000	5.400	5.000	4.000	5.000	5.000	4.200	4.000	4.500	2.800
			6.500	5.700	5.000	5.400	5.000	4.000	5.000	5.000	4.200	4.000	4.500	2.800
Norte	1.455	II y III 12 - 600	1.500	1.500	2.000	2.000	1.500	1.500	1.500	2.000	2.000	2.500	2.800	3.700
Norte	1.455	II y III 13 - 700	3.500	3.500	3.500	4.000	4.500	4.500	4.450	4.000	4.000	3.500	4.000	4.000
			5.000	5.000	5.500	6.000	6.000	6.000	5.950	6.000	6.000	6.000	6.800	7.700
GRAN TOTAL		TONELAJE MINA	69.300	64.200	65.200	69.300	69.300	67.750	66.750	67.750	69.300	69.300	65.200	66.750

RENDIMIENTOS PARA CAMIONES DE 13 - 20 - 26 TM EN TRANSPORTE DE MINERAL

NIVEL	AREADE	(+/-) HORIZONTAL			RAMPA							T. C+D	CICLO	REND.	CAMION	ECHAD.	
		DIST.	I. CARG.	T. VAC.	DIST.	%GRAD.	T. CARG.	%GRAD.	I. VAC.								
1.455	San Judas	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
1.570	Manto II y III - A13	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
1592-Rpa880 (-)	Manto I - A1	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
1.623	Manto I y II del 1623 al 1664	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
1.704	Manto I del 1704 al 1744	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
1.744	Manto I y II del 1744 a 1784	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
1.784	Manto II y III del 1784 al 1824	420	2,20	2,33	200	220	15	-12	5,1	-15	12	4,0	5	18,58	39	13	320 / 615 / 700
	Carretera	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
1824-Rpa320(+)	Manto I,II,III-A y I-B del 1824 al 1895	180	0,94	1,00	100	-	-15	-	0,7	15	-	1,8	5	9,49	76	13	285
1824-Rpa320(+)	Manto I,II,III y I-A del 1895 a Terraplén	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
1.784	I, II, III y I-B desde el 1784 (Afloram.)	630	3,30	3,49	210	240	15	-12	5,4	-15	12	4,3	5	21,45	34	13	320 / 615 / 700
2.000	Recup. Alfonso (I,II y III)	630	3,30	3,49	70	240	15	-12	2,9	-15	12	2,9	5	17,58	41	13	320 / 615 / 700
1.750	Recup. Area 7 y 8	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
1.709	Recup. Area 3A y 3B	200	0,95	1,01	550	50	15	-15	5,8	-15	15	4,2	6	17,96	80	26	695
1.709	Recup. Area 4A y 4B	300	1,57	1,66	150	70	15	-15	2,0	-15	15	2,7	5	13,02	55	13	250
1.750	Recup. Area 6 y 10	250	1,19	1,26	-	-	-	-	-	-	-	-	6	8,45	170	26	695
1.750	Recup. Area 17	80	0,42	0,44	220	-	15	-	2,4	-15	-	2,1	5	10,42	69	13	1585
1.652	Recup. Area 2A y 2B	200	1,05	1,11	120	-	15	-	1,3	-15	-	1,2	5	9,64	75	13	250
1.592	Recup. Area 5A	50	0,26	0,28	300	-	15	-	3,3	-15	-	2,9	5	11,75	61	13	395
1.592	Recup. Area 5B	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	250
1.750	Recup. Rpa.725 Superior	300	1,43	1,51	550	-	15	-	5,5	-15	-	3,8	6	18,23	79	26	695
1.652	Recup. Rpa.725 Inferior	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
1.750	SVT 9-II - 800	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
1.750	SVT 9-III/15 - 900	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
1.750	SVT 15 - 1000	400	2,00	2,12	250	-	-15	-	1,3	15	-	3,3	5,5	14,24	84	20	695
1.750	SVT+SVP 18 - 1500	250	1,19	1,26	140	-	-10	-	0,7	10	-	0,9	6	9,99	144	26	1270
1.750	SVT+SVP 21 - 1500	250	1,19	1,26	140	-	-10	-	0,7	10	-	0,9	6	9,99	144	26	1270
1.750	SVT+SVP 21 - 1600	250	1,19	1,26	150	-	-10	-	0,7	10	-	0,9	6	10,10	143	26	1270
1.750	SVT+SVP 21 - 1700	250	1,19	1,26	150	-	-10	-	0,7	10	-	0,9	6	10,10	143	26	1270
1.750	SVT 24 - 1900	150	0,71	0,76	160	150	15	10	2,6	-15	-10	2,0	6	11,98	120	26	1495
1.652	SVT 20 - 1700	120	0,57	0,61	300	80	15	-13	3,4	-15	13	2,7	6	13,23	109	26	1585
1.652	SVT 23 - 1800	120	0,57	0,61	280	80	15	-13	3,2	-15	13	2,5	6	12,89	112	26	1585
1.652	SVT+SVP 23 - 1900	120	0,57	0,61	500	80	15	-13	5,4	-15	13	4,0	6	16,61	87	26	1585
1.750	Alf 18 - 1200	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
1.750	Alf 18 - 1300	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
1.750	Alf 17 - 1400-1500	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
1.750	Jes 18 - 1300 Sup	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
1.455	II y III 12 - 600	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
1.455	II y III 13 - 700	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
1.740	Huacrash - Aynamayo	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
2.000	Uncush - Sur	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
1.652	Arcopunco	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-

TRANSFERENCIAS

1.750	TV 1270	200	1,00	1,06	-	-	-	-	-	-	-	-	3	5,1	225	20	1330
1.750	TV 1495	280	1,25	1,32	-	-	-	-	-	-	-	-	3	5,6	205	20	1585
1.652	TV 1330	300	1,50	1,59	-	-	-	-	-	-	-	-	3	6,1	187	20	1090
1.652	TV 1385	380	2,75	2,91	100	-	-15	-	0,5	15	-	0,9	5	10,1	143	26	1090

OBSERVACION

* PARA LA RPA. 725 (INFERIOR) NO SE ESTA CONSIDERANDO CAMION DEBIDO A QUE TRABAJARA CON SCOOP

TOTAL HORAS CAMION 13 TM (PRODUCCION) - 1997

ZONA	NIVEL ACCESO	AREA DE TRABAJO	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	OCT	NOV	DIC
Sur	1.455	San Judas	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Sur	1.570	Manto II y III - A13	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Sur	1592-Rpa880 (-)	Manto I - A1	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Sur	1.623	Manto I y II del 1623 al 1664	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Sur	1.704	Manto I del 1704 al 1744	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Sur	1.744	Manto I y II del 1744 a 1784	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Sur	1.784	Manto II y III de 1784 al 1824	-	12,9	28,4	28,4	28,4	28,4	28,4	28,4	28,4	28,4	14,2	28,4
Sur	Carretera	Manto I, II y III del 1824 a 1857	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Sur	1824-Rpa320(+)	Manto I, II, III, I-A y I-B del 1824 al 1895	-	-	6,6	7,2	14,5	14,5	14,5	7,2	14,5	14,5	21,7	29,0
Sur	1824-Rpa320(+)	Manto I, II, III y I-A del 1895 a Terraplen	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Sur	1.784	I, II, III y I-B desde el 1784 (Afloram.)	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Sur	2.000	Recup. Alfonso (I, II y III)	-	-	-	-	-	-	-	40,3	29,5	40,3	40,3	53,7
TOTAL			-	12,9	35,0	35,6	42,9	42,9	42,9	75,9	72,4	83,2	76,2	111,1
Norte	1.709	Recup. Area 3A y 3B	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Norte	1.709	Recup. Area 4A y 4B	27,1	27,1	27,1	27,1	27,1	18,1	18,1	18,1	18,1	18,1	18,1	18,1
Norte	1.750	Recup. Area 6 y 10	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Norte	1.750	Recup. Area 17	47,7	28,9	39,1	39,8	39,8	47,7	47,7	47,7	39,8	39,8	39,8	47,7
Norte	1.652	Recup. Area 2A y 2B	-	6,7	13,4	29,5	29,5	44,2	36,8	32,4	36,8	36,8	29,5	29,5
Norte	1.592	Recup. Area 5A	16,3	18,0	26,9	44,9	44,9	53,9	53,9	53,9	53,9	62,8	53,9	26,9
Norte	1.592	Recup. Area 5B	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
TOTAL			91,2	80,7	106,5	141,3	141,3	163,9	156,5	152,1	148,6	157,5	141,2	122,2
Norte	1.750	Recup. Rpa.725 Superior	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Norte	1.652	Recup. Rpa.725 Inferior	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
TOTAL			-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Norte	1.750	SVT 9-II - 800	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Norte	1.750	SVT 9-II/15 - 900	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Norte	1.750	SVT 15 - 1000	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Norte	1.750	SVT+SVP 18 - 1500	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Norte	1.750	SVT+SVP 21 - 1500	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Norte	1.750	SVT+SVP 21 - 1600	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Norte	1.750	SVT+SVP 21 - 1700	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Norte	1.750	SVT 24 - 1900	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Norte	1.652	SVT 20 - 1700	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Norte	1.652	SVT 23 - 1800	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Norte	1.652	SVT+SVP 23 - 1900	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
TOTAL			-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Norte	1.750	Alf 18 - 1200	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Norte	1.750	Alf 18 - 1300	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Norte	1.750	Alf 17 - 1400-1500	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
TOTAL			-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Norte	1.750	Jes 18 - 1300 Sup	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
TOTAL			-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Norte	1.455	II y III 12 - 600	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Norte	1.455	II y III 13 - 700	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
TOTAL			-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Sur	1.740	Huacrash - Aynamayó	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Sur	2.000	Uncush - Sur	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Norte	1.652	Arcopunco	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
TOTAL MES			91	94	141	177	184	207	199	228	221	241	217	233
AUMENTO EN HORAS POR MOTIVOS DIVERSOS (TRASLADO, INSPECCION, ETC) = 35%														
TOTAL MES NETO			123	126	191	239	249	279	269	308	298	325	293	315

TOTAL HORAS CAMION 20 TM (PRODUCCION) - 1997

ZONA	NIVEL ACCESO	AREA DE TRABAJO	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	OCT	NOV	DIC
Sur	1.455	San Judas	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Sur	1.570	Manto II y III P - A13	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Sur	1592-Rpa880 (-)	Manto I - A1	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Sur	1.623	Manto I y II del 1623 al 1664	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Sur	1.704	Manto I del 1704 al 1744	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Sur	1.744	Manto I y II del 1744 a 1784	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Sur	1.784	Manto II y III del 1784 al 1824	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Sur	Carretera	Manto I, II y III del 1824 a 1857	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Sur	1824-Rpa320(+)	Manto I, II, III, I-A y I-B del 1824 al 1895	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Sur	1824-Rpa320(+)	Manto I, II, III y I-A del 1895 a Terraplen	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Sur	1.784	I, II, III y I-B desde el 1784 (Afloram.)	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Sur	2.000	Recup. Alfonso (I, II y III)	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
TOTAL			-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Norte	1.709	Recup. Area 3A y 3B	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Norte	1.709	Recup. Area 4A y 4B	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Norte	1.750	Recup. Area 6 y 10	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Norte	1.750	Recup. Area 17	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Norte	1.652	Recup. Area 2A y 2B	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Norte	1.592	Recup. Area 5A	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Norte	1.592	Recup. Area 5B	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
TOTAL			-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Norte	1.750	Recup. Rpa.725 Superior	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Norte	1.652	Recup. Rpa.725 Inferior	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
TOTAL			-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Norte	1.750	SVT 9-II - 800	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Norte	1.750	SVT 9-II/15 - 900	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Norte	1.750	SVT 15 - 1000	17,8	11,9	22,6	11,9	11,9	11,9	11,9	15,4	23,7	17,8	20,2	23,7
Norte	1.750	SVT+SVP 18 - 1500	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Norte	1.750	SVT+SVP 21 - 1500	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Norte	1.750	SVT+SVP 21 - 1600	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Norte	1.750	SVT+SVP 21 - 1700	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Norte	1.750	SVT 24 - 1900	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Norte	1.652	SVT 20 - 1700	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Norte	1.652	SVT 23 - 1800	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Norte	1.652	SVT+SVP 23 - 1900	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
TOTAL			17,8	11,9	22,6	11,9	11,9	11,9	11,9	15,4	23,7	17,8	20,2	23,7
Norte	1.750	Alf 18 - 1200	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Norte	1.750	Alf 18 - 1300	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Norte	1.750	Alf 17 - 1400-1500	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
TOTAL			-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Norte	1.750	Jes 18 - 1300 Sup	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
TOTAL			-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Norte	1.455	II y III P 12 - 600	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Norte	1.455	II y III P 13 - 700	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
TOTAL			-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Sur	1.740	Huacrash - Aynamayo	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Sur	2.000	Uncush - Sur	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Norte	1.652	Arcopunco	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
SUB TOTAL MES			17,8	11,9	22,6	11,9	11,9	11,9	11,9	15,4	23,7	17,8	20,2	23,7

TRANSFERENCIAS (+ 30% debido al traslado de tolva a tolva en busca de mineral)

1.750	TV 1270 - 1330	124,0	118,8	106,7	122,9	126,9	113,9	118,3	124,0	122,3	122,9	106,1	99,8
1.750	TV 1495 - 1330	44,5	38,1	38,1	41,3	44,5	44,2	38,1	41,3	41,3	38,1	28,0	28,6
1.652	TV 1330 -1090	232,6	215,9	201,3	224,3	231,2	220,1	217,3	227,4	223,6	222,9	193,0	189,5

TOTAL MES		419	385	369	400	414	390	386	408	411	402	347	342
------------------	--	-----	-----	-----	-----	-----	-----	-----	-----	-----	-----	-----	-----

AUMENTO EN HORAS POR MOTIVOS DIVERSOS (TRASLADO, INSPECCION, TRAFICO, ETC) = 35%

TOTAL MES		566	519	498	540	560	527	521	551	555	542	469	461
------------------	--	-----	-----	-----	-----	-----	-----	-----	-----	-----	-----	-----	-----

TOTAL HORAS CAMION 26 TM (PRODUCCION) - 1997

ZONA	NIVEL	AREA DE TRABAJO	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	OCT	NOV	DIC
Sur	1.455	San Judas	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Sur	1.570	Manto II y IIIP - A13	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Sur	1592-Rpa880 (-)	Manto I - A1	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Sur	1.623	Manto I y II del 1623 al 1664	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Sur	1.704	Manto I del 1704 al 1744	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Sur	1.744	Manto I y II del 1744 a 1784	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Sur	1.784	Manto II y III del 1784 al 1824	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Sur	Carretera	Manto I,II y III del 1824 a 1857	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Sur	1824-Rpa320(+)	Manto I,II,III, I-A y I-B del 1824 al 1895	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Sur	1824-Rpa320(+)	Manto I,II,III y I-A del 1895 a Terraplen	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Sur	1.784	I, II, III y I-B desde el 1784 (Afloram.)	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Sur	2.000	Recup. Alfonso (I,II y III)	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
TOTAL			-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Norte	1.709	Recup. Area 3A y 3B	24,9	24,9	6,2	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Norte	1.709	Recup. Area 4A y 4B	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Norte	1.750	Recup. Area 6 y 10	23,5	20,5	18,2	17,6	14,7	8,8	5,9	-	-	-	-	-
Norte	1.750	Recup. Area 17	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Norte	1.652	Recup. Area 2A y 2B	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Norte	1.592	Recup. Area 5A	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Norte	1.592	Recup. Area 5B	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
TOTAL			48,4	45,5	24,4	17,6	14,7	8,8	-	-	-	-	-	-
Norte	1.750	Recup. Rpa.725 Superior	-	-	-	-	-	-	26,6	53,2	70,9	70,9	88,6	88,6
Norte	1.652	Recup. Rpa.725 Inferior	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
TOTAL			-	-	-	-	-	-	26,6	53,2	70,9	70,9	88,6	88,6
Norte	1.750	SVT 9-II - 800	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Norte	1.750	SVT 9-II/15 - 900	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Norte	1.750	SVT 15 - 1000	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Norte	1.750	SVT+SVP 18 - 1500	10,4	8,3	6,9	11,8	11,8	13,5	13,5	13,9	19,1	15,9	17,3	17,3
Norte	1.750	SVT+SVP 21 - 1500	13,9	10,4	6,9	11,8	9,0	11,7	18,0	13,9	19,1	20,8	17,3	17,3
Norte	1.750	SVT+SVP 21 - 1600	17,5	17,5	17,5	21,0	21,0	27,3	27,3	21,0	19,3	21,0	17,5	17,5
Norte	1.750	SVT+SVP 21 - 1700	14,0	25,9	21,0	21,0	28,0	27,3	27,3	21,0	23,1	21,0	14,0	17,5
Norte	1.750	SVT 24 - 1900	58,2	49,9	49,9	54,1	58,2	75,2	64,9	75,7	59,5	49,9	51,3	52,4
Norte	1.652	SVT 20 - 1700	23,0	10,1	23,0	27,6	27,6	35,8	35,8	38,6	25,3	25,7	25,7	25,7
Norte	1.652	SVT 23 - 1800	67,1	49,2	49,2	53,7	53,7	52,4	40,7	43,9	29,5	37,6	16,3	20,0
Norte	1.652	SVT+SVP 23 - 1900	89,9	69,2	83,0	83,0	57,7	82,5	52,5	48,4	38,1	56,5	40,4	24,2
TOTAL			294,1	240,6	257,6	284,0	267,0	325,7	280,1	276,4	232,9	248,5	199,8	192,1
Norte	1.750	Alf 18 - 1200	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Norte	1.750	Alf 18 - 1300	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Norte	1.750	Alf 17 - 1400-1500	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
TOTAL			-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Norte	1.750	Jes 18 - 1300 Sup	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
TOTAL			-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Norte	1.455	II y IIIP 12 - 600	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Norte	1.455	II y IIIP 13 - 700	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
TOTAL			-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Sur	1.740	Huacrash - Aynamayo	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Sur	2.000	Uncush - Sur	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Norte	1.652	Atcopunco	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
TOTAL			343	286	282	302	282	335	307	330	304	319	288	281

TRANSFERENCIAS (+ 30% debido al traslado de tolva a tolva en busca de mineral)

1.652	TV 1585 - 1330	189	133	152	159	150	145	118	114	100	100	75	74
TOTAL MES		532	419	434	461	432	480	425	443	404	419	364	354

AUMENTO EN HORAS POR MOTIVOS DIVERSOS (TRASLADO, INSPECCION, TRAFICO, ETC) = 35%

TOTAL MES		718	565	586	622	583	648	574	598	545	566	491	478
------------------	--	-----	-----	-----	-----	-----	-----	-----	-----	-----	-----	-----	-----

TONELADAS DE DESMONTE DE PREPARACIONES HORIZONTALES 1,997 (SIMSA) METRADOS

Zonas	Ubicacion	Seccion	TM	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Sep	Oct	Nov	Dic
RECUPERACIONES AREA 17															
Cx. 1405 E		3.5 x 3	662	331	331										
Cx. 1405 W		3.5 x 3	882	441	441										
			1.544	772	772										
RECUPERACIONES 5B															
Variante Rp. 360 I		3.5 x 3	3.087	882	882	882	441								
Acc. 395 E		3.5 x 3	331				331								
Acc. 355 E		3.5 x 3	331				331								
Variante Rp. 360 II		3.5 x 3	2.426					882	882	662					
Camara 395 E		3.5 x 3	110						110						
Camara 390 E		3.5 x 3	110							110					
			6.395	882	882	882	1.103	882	992	772					
RECUPERACIONES 725															
Labores varias			3.528	294	294	294	294	294	294	294	294	294	294	294	294
			3.528	294	294	294	294	294	294	294	294	294	294	294	294
AREA 9II-15															
Rp. 725 N		4 x 3.5	3.528	588	588	588	588	1.176							
Rp. 1010 S		4 x 3.5	1.764	588	588	588									
Acc. 935 E		4 x 3.5	441				441								
			5.733	1.176	1.176	1.176	1.029	1.176							
AREA 18 ALF.															
Rpa 1105 (+)	Cota 1846	4 x 3.5	7.056	588	588	735	0	0	0	588	1.029	882	882	882	882
Frte 1090 S	Cota 1845	4 x 3.5	700									700			
Acc 1105 E (-)	Cota 1846	4 x 3.5	882		441	441									
Acc 1180 E (-)	Cota 1855	4 x 3.5	1.029				441	441	147						
Acc 1210 S (-)	Cota 1863	4 x 3.5	1.176											1.176	
Acc 1210 S (-)	Cota 1868	4 x 3.5	882												882
Cx 1105 E (En T)	Cota 1850	4 x 3.5	25										735		
Cx 1105 W (-)	Cota 1870	4 x 3.5	1.323											588	735
			13.073	588	1.029	1.176	441	441	147	588	1.029	1.582	1.617	2.646	2.499
AREA 23-26-34 ARCOPUNCO															
Rp. 1855 (+)		4 x 3.5	7.350					294	882	1.470	1.764		2.058	882	
Base economica		4 x 3.5	4.410	441	588	1.176	1.176	1.029							
Accesos - Camaras		4 x 3.5	5.880						1.470			1.470		1.470	1.470
			17.640	441	588	1.176	1.176	1.323	2.352	1.470	1.764	1.470	2.058	2.352	1.470
TOTAL			47.912	4.153	4.741	4.704	4.043	4.116	3.785	3.124	3.087	3.346	3.969	5.292	4.263

TONELADAS DE DESMONTE DE PREPARACIONES HORIZONTALES 1,997 (CONTRATA) METRADOS

Cuenta	Zonas	Seccion	Long	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Sep	Oct	Nov	Dic
EXPLORACIONES MINA															
974-102	Gal 540 N	3.5 x 3	12.128	1.985	1.764	2.426	0	2.205	2.205	1.544					
974-102	Cro 2365 W	3.5 x 3	662	662											
974-102	Cro 2425 W	3.5 x 3	662		662										
974-102	Gal 2550 S	3.5 x 3	221			221									
974-102	Cro 2580 W	3.5 x 3	221					221							
974-102	Cro 2770 W	3.5 x 3	221						221						
			14.112	2.646	2.426	2.646	0	2.426	2.426	1.544					
RECUPERACIONES ZONA SUR															
901-139	Rpa 300 (Cont.)	3.5 x 3	2.977	1.103	1.103	772									
Zona Alfonso															
901-139	Rpa 180	3.5 x 3	882			221	662	0	0	0	0	0	0	0	0
			3.859	1.103	1.103	992	662	0	0	0	0	0	0	0	0
AREA 21															
901-101	Rpa 1330 (-)	3.5 x 3	551	331	221										
901-101	Camara 1480 W	3.5 x 3	110				110								
901-101	Rp. 1510 (+)	3.5 x 3	3.749	221	551	551				441	441	441	441	551	110
901-101	Acc 1495 E	3.5 x 3	441				221	221							
901-101	Camara 1360 E	3.5 x 3	441					441							
			5.292	551	772	551	331	662	0	441	441	441	441	551	110
AREA 17 ALFONSO															
901-101	Rp. 1345 (-)		2.426	662	662	662	441								
901-101	Cx. 1510		221				221								
			2.646	662	662	662	662								
AREAS 23-26-29-31-34 ARCOPUNCO															
901-101	Cx. 1150 W	3.5 x 3	2.426						441	662	662	662			
"	Cam 1165 N	3.5 x 3	221						221						
"	Cro 2245	3.5 x 3	221				221								
"	Cro 2545	3.5 x 3	221							221					
"	Cro 2560	3.5 x 3	3.308			1.544	1.764								
"	Cro 2770	3.5 x 3	221							221					
"	Cro 2410	3.5 x 3	662								662				
"	Rpa 2215	3.5 x 3	13.892					1.544	1.764	1.764	1.764	1.764	1.764	1.764	1.764
"	Acc Alf 1	3.5 x 3	1.103					662	441						
"	Acc Alf 2	3.5 x 3	1.103						221	441	441				
"	Acc Alf 3	3.5 x 3	1.103								221	441	441		
"	Cam 1165 E	3.5 x 3	221									221			
			24.696	0	0	1.544	1.985	2.205	3.087	2.867	3.528	3.528	2.426	1.764	1.764
TOTAL			50.605	4.961	4.961	6.395	3.638	5.292	5.513	4.851	3.969	3.969	2.867	2.315	1.874

RENDIMIENTOS DE CAMIONES EN AVANCES (SIMSA)

Zonas	Ubicacion	Seccion	(+/-) HORIZONTAL			RAMPA						T. C+D	CICLO	REND.	CAMION	ECHAD.		
			DIST.	T. CARG.	T.VAC.	DIST.	%GRAD.	T. CARG.	%GRAD.	T. VAC								
RECUPERACIONES AREA 17			300	1,43	1,51	400	100	15	-13	7,15	0	0	3,32	5,00	18,41	39,12	13	
RECUPERACIONES 5B			350	1,83	1,94	470	0	15	0	7,66	0	0	3,12	5,00	19,56	36,82	13	
RECUPERACIONES 725			500	2,38	2,52	300	0	15	0	3,00	-15	0	2,07	6,00	15,97	90,16	26	CAM460
AREA 9II-15			300	1,50	1,59	350	0	-15	0	1,81	15	0	4,67	5,50	15,07	79,65	20	CAM460
AREA 18 ALF.			760	3,62	3,83	800	0	-15	0	4,07	15	0	7,16	6,00	24,68	58,34	26	A23
AREA 23-26-34 ARCOPUNCO																		
Rp. 1855 (+)		4 x 3.5	1.200	5,71	6,05	150	0	15	0	1,50	15	0	1,34	6,00	20,61	69,88	26	920
			1.200	5,71	6,05	250	0	15	0	2,50	15	0	2,24	6,00	22,50	63,99	26	920
			1.200	5,71	6,05	300	0	15	0	3,00	15	0	2,69	6,00	23,45	61,40	26	920
Base económica		4 x 3.5	1.300	6,19	6,55	200	0	15	0	2,00	15	0	1,79	6,00	22,54	63,90	26	920
Accesos - Camaras		4 x 3.5	1.300	6,19	6,55	200	0	15	0	2,00	15	0	1,79	6,00	22,54	63,90	26	920

RENDIMIENTOS DE CAMIONES EN AVANCES (CONTRATA)

Zonas	Ubicacion	Seccion	HORIZONTAL			RAMPA						T. C+D	CICLO	REND.	CAMION	ECHAD.		
			DIST.	T. CARG.	T.VAC.	DIST.	%GRAD.	T. CARG.	%GRAD.	T. VAC								
EXPLORACIONES MINA																		
974-102	Gal 540 N	3.5 x 3	750	4,11	4,35	0	0	0	0	0,00	0	0	0,00	5,00	13,46	53,51	13	920
		3.5 x 3	880	4,82	5,10	0	0	0	0	0,00	0	0	0,00	5,00	14,92	48,25	13	920
		3.5 x 3	1.060	5,80	6,15	0	0	0	0	0,00	0	0	0,00	5,00	16,95	42,48	13	920
		3.5 x 3	1.210	6,63	7,02	0	0	0	0	0,00	0	0	0,00	5,00	18,64	38,62	13	920
		3.5 x 3	1.240	6,79	7,19	0	0	0	0	0,00	0	0	0,00	5,00	18,98	37,93	13	920
		3.5 x 3	220	1,20	1,28	0	0	0	0	0,00	0	0	0,00	5,00	7,48	96,25	13	SUP.
974-102	Cro 2365 W	3.5 x 3	1.240	6,79	7,19	0	0	0	0	0,00	0	0	0,00	5,00	18,98	37,93	13	920
974-102	Cro 2425 W	3.5 x 3	1.200	6,57	6,96	0	0	0	0	0,00	0	0	0,00	5,00	18,53	38,86	13	920
974-102	Gal 2550 S	3.5 x 3	1.220	6,68	7,07	0	0	0	0	0,00	0	0	0,00	5,00	18,75	38,39	13	920
974-102	Cro 2580 W	3.5 x 3	240	1,31	1,39	0	0	0	0	0,00	0	0	0,00	5,00	7,71	93,44	13	SUP.
974-102	Cro 2770 W	3.5 x 3	260	1,42	1,51	0	0	0	0	0,00	0	0	0,00	5,00	7,93	90,78	13	SUP.
RECUPERACIONES ZONA SUR																		
901-139	Rpa 300 (Cont.)	3.5 x 3	600	3,29	3,48	120	0	-15	0	0,78	15	0	2,00	5,00	14,54	49,52	13	SUP.
Zona Alfonso																		
901-139	Rpa 180	3.5 x 3	400	2,19	2,32	0	0	0	0	0,00	0	0	0,00	5,00	9,51	75,71	13	SUP.
AREA 21			400	1,90	2,02	550	0	-15	0	2,80	15	0	7,33	6,00	20,05	71,82	26	A21
AREA 17 ALFONSO			800	3,81	4,03	600	0	-15	0	3,05	15	0	8,00	6,00	24,89	57,85	26	A23
AREAS 23-26-29-31-34 ARCOPUNCO																		
901-101	Cx. 1150 W	3.5 x 3	270	1,48	1,57	0	0	0	0	0,00	0	0	0,00	5,00	8,04	89,51	13	920
"	Cam 1165 N	3.5 x 3	420	2,30	2,44	0	0	0	0	0,00	0	0	0,00	5,00	9,74	73,96	13	920
"	Cro 2245	3.5 x 3	1.250	6,85	7,25	0	0	0	0	0,00	0	0	0,00	5,00	19,09	37,71	13	920
"	Cro 2545	3.5 x 3	240	1,31	1,39	0	0	0	0	0,00	0	0	0,00	5,00	7,71	93,44	13	SUP.
"	Cro 2560	3.5 x 3	1.690	9,25	9,80	0	0	0	0	0,00	0	0	0,00	5,00	24,05	29,93	13	920
"	Cro 2770	3.5 x 3	380	2,08	2,20	0	0	0	0	0,00	0	0	0,00	5,00	9,28	77,55	13	SUP.
"	Cro 2410	3.5 x 3	360	1,97	2,09	0	0	0	0	0,00	0	0	0,00	5,00	9,06	79,48	13	SUP.
"	Rpa 2215	3.5 x 3	520	2,85	3,02	160	0	-15	0	1,03	0	0	1,06	5,00	12,96	55,56	13	SUP.
			520	2,85	3,02	300	0	-15	0	1,94	0	0	1,99	5,00	14,79	48,67	13	SUP.
			520	2,85	3,02	450	0	-15	0	2,91	0	0	2,99	5,00	16,76	42,96	13	SUP.
			520	2,85	3,02	600	0	-15	0	3,88	0	0	3,98	5,00	18,72	38,45	13	SUP.
"	Acc Alf 1	3.5 x 3	550	3,01	3,19	150	0	-15	0	0,97	0	0	1,00	5,00	13,17	54,68	13	SUP.
"	Acc Alf 2	3.5 x 3	550	3,01	3,19	250	0	-15	0	1,62	0	0	1,66	5,00	14,48	49,74	13	SUP.
"	Acc Alf 3	3.5 x 3	550	3,01	3,19	350	0	-15	0	2,26	0	0	2,32	5,00	15,79	45,61	13	SUP.
"	Cam 1165 E	3.5 x 3	550	3,01	3,19	450	0	-15	0	2,91	0	0	2,99	5,00	17,10	42,11	13	SUP.
TOTAL																		

HORAS CAMIONES EN PREPARACIONES HORIZONTALES 1,997 (SIMSA) METRADOS

Zonas	Ubicacion	Seccion	HORAS	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Sep	Oct	Nov	Dic
RECUPERACIONES AREA 17															
Cx.1405 E		3.5 x 3	16,91	8,46	8,46										
Cx.1405 W		3.5 x 3	22,55	11,27	11,27										
RECUPERACIONES 5B			39,46	19,73	19,73										
Vari ante Rp. 360 I		3.5 x 3	83,85	23,96	23,96	23,96	11,98								
Acc.395 E		3.5 x 3	8,98				8,98								
Acc. 355 E		3.5 x 3	8,98				8,98								
Variante Rp.360 II		3.5 x 3	65,88					23,96	23,96	17,97					
Camara 395 E		3.5 x 3	2,99						2,99						
Camara 390 E		3.5 x 3	2,99							2,99					
RECUPERACIONES 725			173,69	23,96	23,96	23,96	29,95	23,96	26,95	20,96					
Labores varias			58,69	4,89	4,89	4,89	4,89	4,89	4,89	4,89	4,89	4,89	4,89	4,89	4,89
AREA 9II-15			58,69	4,89	4,89	4,89	4,89	4,89	4,89	4,89	4,89	4,89	4,89	4,89	4,89
Rp.725 N		4 x 3.5	44,29	7,38	7,38	7,38	7,38	14,76							
Rp.1010 S		4 x 3.5	22,15	7,38	7,38	7,38									
Acc. 935 E		4 x 3.5	5,54				5,54								
AREA 18 ALF.			71,97	14,76	14,76	14,76	12,92	14,76							
Rpa 1105 (+)	Cota 1846	4 x 3.5	241,89	20,16	20,16	25,20	0,00	0,00	0,00	20,16	35,28	30,24	30,24	30,24	30,24
Frie 1090 S	Cota 1845	4 x 3.5	24,00									24,00			
Acc 1105 E (-)	Cota 1846	4 x 3.5	30,24			15,12	15,12								
Acc 1180 E (-)	Cota 1855	4 x 3.5	35,28					15,12	15,12	5,04					
Acc 1210 S (-)	Cota 1863	4 x 3.5	40,32											40,32	
Acc 1210 S (-)	Cota 1868	4 x 3.5	30,24												30,24
Cx 1105 E (En Tajeo)	Cota 1850	4 x 3.5	25,00											25,20	
Cx 1105 W (-)	Cota 1870	4 x 3.5	45,35												20,16
															25,20
AREA 23-26-34 ARCOPUNCO			472,31	20,16	35,28	40,32	15,12	15,12	5,04	20,16	35,28	54,23	55,43	90,71	85,67
Rp. 1855 (+)		4 x 3.5	210,37					8,41	25,24	42,07	50,49			58,90	25,24
Base economica		4 x 3.5	126,22	12,62	16,83	33,66	33,66	29,45							
Accesos - Camaras		4 x 3.5	168,30						42,07				42,07		42,07
			504,90	12,62	16,83	33,66	33,66	37,87	67,32	42,07	50,49	42,07	58,90	67,32	42,07

HORAS CAMIONES HORIZONTALES 1,997 (CONTRATA) METRADOS

Cuenta	Zonas	Seccion	Horas	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Sep	Oct	Nov	Dic
EXPLORACIONES MINA															
974-102	Gal 540 N	3.5 x 3	317,81	44,51	37,38	60,32	0,00	59,13	68,51	47,96					
974-102	Cro 2365 W	3.5 x 3	20,93	20,93											
974-102	Cro 2425 W	3.5 x 3	20,43		20,43										
974-102	Gal 2550 S	3.5 x 3	6,89			6,89									
974-102	Cro 2580 W	3.5 x 3	2,83					2,83							
974-102	Cro 2770 W	3.5 x 3	2,91						2,91						
RECUPERACIONES ZONA SUR			371,80	65,43	57,81	67,21	0,00	61,97	71,42	47,96					
Cro 1150 E (A superici)	3.5 x 3	492	420,00	26,72	26,72	18,70									
Zona Alfonso															
901-139	Rpa 180	3.5 x 3	13,98			3,49	10,48	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
AREA 2I			433,98	26,72	26,72	22,20	10,48	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
901-101	Rpa 1330 (-)	3.5 x 3	15,35	9,21	6,14										
901-101	Camara 1480 W	3.5 x 3	3,07				3,07								
901-101	Rp. 1510 (+)	3.5 x 3	104,39	6,14	15,35	15,35				12,28	12,28	12,28	12,28	15,35	3,07
901-101	Acc 1495 E	3.5 x 3	12,28				6,14	6,14							
901-101	Camara 1360 E	3.5 x 3	12,28					12,28							
AREA 17 ALFONSO			147,38	15,35	21,49	15,35	9,21	18,42	0,00	12,28	12,28	12,28	12,28	15,35	3,07
901-101	Rp. 1345 (-)		83,86	22,87	22,87	22,87	15,25								
901-101	Cx. 1510		7,62				7,62								
AREAS 23-26-29-31-34 ARCOPUNCO			91,49	22,87	22,87	22,87	22,87								
901-101	Cx. 1150 W	3.5 x 3	32,52						5,91	8,87	8,87	8,87			
"	Cam 1165 N	3.5 x 3	3,58						3,58						
"	Cro 2245	3.5 x 3	7,02				7,02								
"	Cro 2545	3.5 x 3	2,83							2,83					
"	Cro 2560	3.5 x 3	132,60			61,88	70,72								
"	Cro 2770	3.5 x 3	3,41							3,41					
"	Cro 2410	3.5 x 3	9,99												
"	Rpa 2215	3.5 x 3	388,01					43,11	49,27	49,27	49,27	49,27	49,27	49,27	49,27
"	Acc Alf1	3.5 x 3	25,66					15,40	10,26						
"	Acc Alf2	3.5 x 3	30,79						6,16	12,32	12,32				
"	Acc Alf3	3.5 x 3	30,79							6,16	12,32	12,32	12,32		
"	Cam 1165 E	3.5 x 3	6,16										6,16		
			673,36	0,00	0,00	61,88	77,74	58,51	75,19	70,46	82,86	80,45	67,75	49,27	49,27

RESUMEN TOTAL HORAS +20% DESMONTE REMANENTE

	C13	C20	C26
	163,00	153,86	210,30
	17,72	17,72	17,72
	57,50	75,65	81,69

AUMENTO POR PERDIDAS (TRASLADO, INSPECCION, TRANSPORTE DE AGREGADOS, ETC)

	C13	C20	C26
	228,21	200,01	273,38
	24,80	24,80	24,80
	80,51	105,90	114,37

CUADRO RESUMEN

CAMION 13TM

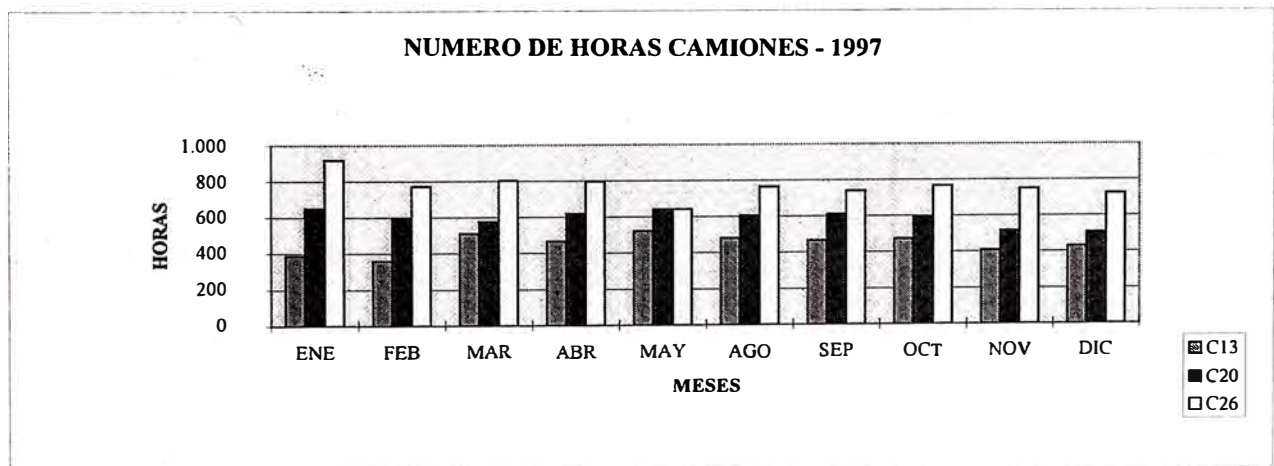
1.997	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Sep	Oct	Nov	Dic
PRODUCCION	123	126	191	239	249	279	269	308	298	325	293	315
AVANCE	228	200	273	184	225	271	217	129	125	106	77	77
SUB TOTAL	351	326	464	423	474	550	487	437	424	431	370	392
OTROS (10%)	35	33	46	42	47	55	49	44	42	43	37	39
TOTAL	386	359	511	465	521	605	535	481	466	474	407	431

CAMION 20TM

1.997	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Sep	Oct	Nov	Dic
PRODUCCION	566	519	498	540	560	527	521	551	555	542	469	461
AVANCE	25	25	25	22	25	0	0	0	0	0	0	0
SUB TOTAL	590	544	523	562	584	527	521	551	555	542	469	461
OTROS (10%)	59	54	52	56	58	53	52	55	55	54	47	46
TOTAL	649	599	575	618	643	579	573	606	610	596	516	507

CAMION 26TM

1.997	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Sep	Oct	Nov	Dic
PRODUCCION	718	565	586	622	583	648	574	598	545	566	491	478
AVANCE	81	106	114	72	34	17	42	67	99	101	161	152
SUB TOTAL	798	671	700	694	616	665	616	666	644	668	652	631
OTROS (15%)	120	101	105	104	92	100	92	100	97	100	98	95
TOTAL	918	772	805	798	709	764	708	766	741	768	750	725



RESUMEN NUMERO DE CAMIONES REQUERIDOS 1997

CAMION DE 13 TM

MESES	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SEP	OCT	NOV	DIC
Nro. de Horas	386	359	511	465	521	605	535	481	466	474	407	431
Scoop Planeamien.	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
1 Scoop Stand by	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
TOTAL C13 TM	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2

CAMION DE 20 TM

MESES	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SEP	OCT	NOV	DIC
Nro. de Horas	649	599	575	618	643	579	573	606	610	596	516	507
Scoop Planeamien.	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
1 Scoop Stand by	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
TOTAL C20 TM	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2

CAMION DE 26 TM

MESES	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SEP	OCT	NOV	DIC
Nro. de Horas	918	772	805	798	709	764	708	766	741	768	750	725
Scoop Planeamien.	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2
1 Scoop Stand by	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
TOTAL C26 TM	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3

c. Costo Horario del Camión de 13TM

COSTO DE POSESION

* Costo del Camión (Precio + Impuestos)	=	320.000
* Neumáticos (sin depreciar)	=	5.000
* Valor a Depreciar	=	315.000
* Años que faltan completar	=	5
* Horas de Operación por año	=	6000
* Horas totales por depreciarse	=	30.000
* Monto que falta depreciar		
$315.000 - 315.000 \times 10 / 15$	=	105.000
* Depreciación Horaria		
$105.000 / 30.000$	=	3,50
* Interés, Impuestos y seguros de la Inversión anual para $n = 15 \Rightarrow (n+1)/2n = 53\%$		
$0,14 \times 0,53 \times 315.000 / 6000$	=	3,90
COSTO DE POSESION (\$/Hr)	=	7,40
COSTO DE OPERACION		
* Valor Original de los neumáticos (\$)	=	5,000
* Vida estimada de las llantas (Hr)	=	2.000
* Costo llantas (\$/Hr)	=	2,5
* Reparación de los Neumáticos (15%)	=	0,38
* Reparación General (Incluye Repuestos, Mano de obra, Instrucción y Capacitación) (\$/Hr)	=	28,5
* Costo de Combustible (\$/Hr)	=	2,18
* Costo de lubricantes (0,35 x Costo de Combustible)	=	0,76
* Costo de operador (\$/Hr)	=	3,25
COSTO DE OPERACION (\$/Hr)	=	37,57
COSTO HORARIO	=	44,97 \$/Hr

C. Análisis de Extracción (Locomotoras)

Como se dijo el mineral sufre diferente manipuleo antes de llegar a Planta Concentradora, primero por intermedio del Scoop, para luego pasar por los camiones; finalmente las Locomotoras eléctricas tiene la función de trasladar el Mineral el mineral a la Chancadora de Gruesos (Tolvin).

El nivel principal de extracción es el 1455 en el cual se ubican tres echaderos principales, destacándose que en uno de ellos se tiene instalado una chancadora de quijada, marca COMESA de 24” por 36”, obteniéndose un producto de -8”. Este es el nivel que comunica los echaderos con la tolva de gruesos, la extracción se realiza por medio de locomotoras y carros mineros.

La distancia de los echaderos a la tolva de gruesos (Tolvin) en la planta concentradora es de 1,8 Km. La locomotora Jeffrey del nivel 1455 jala un convoy de 70 TM con carros de 10 TM (6yd3) de capacidad. En el Nv. 1570, la extracción es con una locomotora Clayton que jala 11 carros mineros de 5,5 TM, y se dispone de una chancadora de quijada de 24”x36” en el raise borer 2.

a. Descripción

San Vicente es una Mina que por sus condiciones geológicas no permiten trabajar con echaderos con más de 250m., los cuales nos facilitarían la extracción de Mineral. Además cada tajo no puede tener su propio echadero; debido a lo costoso que resultaría por la cantidad de tajos que se posee y por la corta vida de los mismos.

Para mantener un continuo flujo de mineral a Planta se tienen que elaborar programas de Mantenimiento y Servicios, que conduzcan a minimizar los problemas que se puedan suscitar, como por ejemplo paradas imprevistas.

b. Planeamiento de Trabajos de Servicios Mina en Extracción 1997 (Metrados)

Ver cuadro siguiente:

PLANEAMIENTO DE TRABAJOS DE SERVICIOS MINA EN EXTRACCION 1,997 (METRADOS)

125

CTA.	DESCRIPCION	UNID.	LONG.	P.U.	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	OCT	NOV	DIC	US\$
MANTENIMIENTO DE LINEA FERREA																	
901-114	Mant./Repar. Cambios L/F Nv.1570, Nv.1455	Unid.	12	204,12	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	2.449
901-114	Mant. Nv.1570: Cola Carros-Echadero #3.	ML	90	9,00	90												810
901-114	Mant. Nv.1570 Echad.3-Taller Carros Mineros	ML	120	9,00	120												1.080
901-114	Instalación (Prolongación Nv 1455). (Tv.710)	ML	100	11,59	100												1.159
901-114	Reparación Tolva 250-Tolva 350. Nv.1570	ML	100	37,25		100											3.725
901-114	Mantenimiento Tolva 350-Coord. 695 Nv.1570	ML	350	9,00		300	50										3.150
901-114	Reparación Tolva 920-Tolva 1090 Nv.1570	ML	200	37,25			200										7.450
901-114	Mantenimiento Tolvin-Uncushito Nv.1455	ML	590	9,00			150	400	40								5.310
901-114	Mantenimiento Uncushito-San Judas Nv.1455	ML	700	9,00					360	300							6.300
901-114	Mantenimieno San Judas- Tolva 710 Nv.1455	ML	900	9,00						100	400	400					8.100
901-114	Instalación línea ferrea Prolongación Nv.1455	ML	595	11,59									400	195			6.896
LINEA TROLLEY																	
901-114	Instal.de soportes verticales techo San Judas Nv.1455	Unid.	80	20,40													1.632
901-114	Instal.de soportes verticales Xc.710 Nv.1455	Unid.	80	20,40													1.632
901-114	Cambio de soportes de línea Trolley Nv.1570	Unid.	200	18,81													3.762
901-114	Cambio de soportes de línea Trolley Nv.1455	Unid.	120	18,81													2.257
CONSTRUCCION DE TOLVAS NUEVAS																	
901-114	Tolva 790 Nv.1455	Unid.	1	23.000						1							23.000
901-114	Tolva 1585 Nv.1660	Unid.	1	23.000	1												23.000
901-114	Tolva 1495 Nv.1750	Unid.	1	23.000				1									23.000
901-114	Tolva RB. I Serv. Nv. 1570	Unid.	1	23.000													23.000
901-114	Tolva 395 Extracción A-2A (Reparación)	Unid.	1	2.500													2.500
901-114	Tolva by pass San Judas Nv.1455	Unid.	1	23.000					1								23.000
CONSTRUCCION DE DADOS																	
901-114	RB 790 Nv.1455	Unid.	1	6.000		1											6.000
901-114	RB 1585 Nv.1740	Unid.	1	6.000			1										6.000
TOTAL																	185.213
PROM. MES																	15.434

c. Costos e Inversiones

Los Costos se determinan por cuentas y por cada descripción, resumiendo se tiene:

DESCRIPCION	COSTO (US\$)
MANTENIMIENTO DE LINEA FERREA	46.429
LINEA TROLLEY	9.283
CONSTRUCCION DE TOLVAS NUEVAS	117.500
CONSTRUCCION DE DADOS	12.000

INVERSION POR AÑO: 185.213
COSTO POR MES: 15.434

6.8 Mantenimiento Mina

El área de Maestranza Mina se encarga del mantenimiento de todos los equipos de interior mina: scoop, camiones, jumbos, locomotoras, compresoras.

La filosofía de la Compañía es la de tratar de derivar las reparaciones mayores de los equipos hacia un taller fuera de la Unidad “SELVA CENTRAL”; el Departamento de Mantenimiento se aboca a dar “Servicio Inmediato” a fallas y realizar el programa de mantenimiento preventivo. El área tiene como objetivos:

- Elevar y mantener la disponibilidad de los equipos.
- Alta eficiencia y seguridad del equipo.
- Evitar daños consecuenciales a las personas y/o equipos.
- Disminuir y evitar las paradas imprevistas
- Reducir los costos de mantenimiento.
- Contribuir a incrementar la productividad.
- Mantener y preservar la capacidad de producción de la empresa.
- Permite obtener datos técnicos para renovación de equipos.

Se tiene un programa ágil y actualizado de mantenimiento; con una estrecha coordinación con las personas encargadas de la operación se busca un alto índice de disponibilidad.

Se cuenta con un taller de maestranza ubicado en interior mina Nv. 1652, de 2,700 m². y sección típica de 6.0 x4.5 m. totalmente sostenida (pernos cementados, malla, cerchas, concreto lanzado), el cual cuenta con los siguientes ambientes:

- Una sub-bodega de materiales para consumo diario.
- Un grifo para abastecimiento de combustibles y lubricantes.
- Ambientes para comedor y sala de capacitación.
- Ambientes para la oficina de cómputo y supervisores.
- Un taller de soldadura (eléctrica y oxiacetileno) para trabajos de reparaciones menores.
- Un taller de llantas con una máquina enllantadora.
- Un taller mecánico con un banco de pruebas hidráulicas, una máquina para ensamblar mangueras y taller para reparación de perforadoras hidráulicas.
- Un taller eléctrico para reparaciones menores en motores, bombas, alternadores, ventiladores, tableros, etc.
- Ambiente para vestuarios y baños.
- Una zanja para reparaciones en general.
- Una zanja de engrase con bomba neumática.
- Una zanja de mantenimiento con máquina lavadora industrial y bomba neumática para engrase de articulación.
- Además cuenta con una línea de aire comprimido (90 PSI), línea de agua, energía 440V y 220V. y una subestación de 50 Kva.

6.8.1 TIPOS DE MANTENIMIENTO

El mantenimiento en general se puede agrupar en dos tipos:

a). Mantenimiento Preventivo

Es aquel que se encarga de tomar las medidas y previsiones necesarias para evitar que de un determinado equipo y sistema o instalación sufra una parada repentina. Para cumplir con esta finalidad se requiere efectuar una planificación y programación adecuada, como regla general sería la siguiente:

- Listado general de equipo, con características de marca, modelo y número de serie.
Ejemplos: Para Scoop ST - 6C Marca: Wagner 002-061
 Para Scoop ST - 3.5 Marca: Wagner 002-060
 Para Camion MT - 420 Marca: Wagner 004-020
- Programa de mantenimiento por modelo o tipo de máquina.
- Programación de períodos de mantenimiento, teniendo en cuenta, las horas de operación o tiempos regulares (semanales, quincenales, mensual, etc.)
Ejemplo: Cada 200 hrs se realizan Mantenimiento MAN- 01 hasta MAN-06 y cada MAN tiene un programa específico a realizar.
- Cronograma general de mantenimiento.
- Reporte de mecánicos y operadores.
- Historia de los equipos.
- Listados de repuestos para equipo con stock máximo y mínimo apoyado por una PC-586 vía red.
- Control de llantas y medición de cocadas para luego programar la rotación de llantas. Cada llanta lleva impresa año, mes, día y número que le corresponde, de acuerdo al equipo.

b). Mantenimiento Correctivo

Es aquel que se interviene al equipo, cuando es evidente o que ya ocurrió la falla, ocasionando paradas intempestivas. Se le conoce también con el que efectúa las reparaciones mayores en un equipo, en el menor tiempo posible. Un equipo sufre inevitablemente algunas averías que no es posible predecir, así también los diferentes sistemas del equipo necesitan una reparación general en determinado periodo de operación, para lo cual es necesario efectuar pedidos de repuestos con la debida anticipación.

También se puede nombrar:

Mantenimiento por Guardia:

Antes de iniciar la guardia los mecánicos revisan y corrigen las fallas en niveles de aceite, presión de llantas, etc de todos los equipos.

Rol de Engrase

Los equipos pesados se engrasan diariamente de acuerdo a un rol que abarca las 24 Hrs.

6.8.2 PLAN DE COSTOS DE MANTENIMIENTO

A continuación se presenta el cuadro de costos para el año 1997, basado principalmente en estadísticas y tomando en cuenta las horas máquina que se requieren.

ESTANDARES SCOOPS 1996

SCOOPS 3.5		JAN	FEB	MAR	APR	MAY	JUN	JUL	AUG	TOTAL
PETROLEO DIESEL	(gln)	3620	3373	3470	3804	3798	4333	4320	4526	31244
MOBIL DELVAC 1340	(gln)	94	59	83	67	81	86	82	73	625
MOBIL DELVAC 1220	(gln)	60	230	157	92	114	130	169	197	1149
MOBILUBE HD-85W-140	(gln)	26	31	23	13	35	63	18	2	211
MOBILGREASE	(kg)	101	59	57	62	61	51	46	47	484
HORAS		1292	1242	1242	1300	1370	1542	1459	1529	10976
PETROLEO DIESEL	(gln/hr)	2,80	2,72	2,79	2,93	2,77	2,81	2,96	2,96	2,85
MOBIL DELVAC 1340	(gln/hr)	0,07	0,05	0,07	0,05	0,06	0,06	0,06	0,05	0,06
MOBIL DELVAC 1220	(gln/hr)	0,05	0,19	0,13	0,07	0,08	0,08	0,12	0,13	0,10
MOBILUBE HD-85W-140	(gln/hr)	0,02	0,02	0,02	0,01	0,03	0,04	0,01	0,00	0,02
MOBILGREASE	(kg/hr)	0,08	0,05	0,05	0,05	0,04	0,03	0,03	0,03	0,04

SCOOPS ST6C		JAN	FEB	MAR	APR	MAY	JUN	JUL	AUG	TOTAL
PETROLEO DIESEL	(gln)	16514	16593	17517	16305	17487	16206	18403	17866	136891
MOBIL DELVAC 1340	(gln)	331	322	378	313	390	349	362	406	2850
MOBIL DELVAC 1220	(gln)	505	452	591	587	457	636	510	574	4312
MOBILUBE HD-85W-140	(gln)	93	70	95	18	11	96	61	73	517
MOBILGREASE	(kg)	289	210	205	294	188	200	166	247	1799
HORAS		3452	3424	3465	3080	3255	3131	3485	3517	26809
PETROLEO DIESEL	(gln/hr)	4,78	4,85	5,06	5,29	5,37	5,18	5,28	5,08	5,11
MOBIL DELVAC 1340	(gln/hr)	0,10	0,09	0,11	0,10	0,12	0,11	0,10	0,12	0,11
MOBIL DELVAC 1220	(gln/hr)	0,15	0,13	0,17	0,19	0,14	0,20	0,15	0,16	0,16
MOBILUBE HD-85W-140	(gln/hr)	0,03	0,02	0,03	0,01	0,00	0,03	0,02	0,02	0,02
MOBILGREASE	(kg/hr)	0,08	0,06	0,06	0,10	0,06	0,06	0,05	0,07	0,07

ESTANDARES CAMIONES 1996

CAMION MT-413		JAN	FEB	MAR	APR	MAY	JUN	JUL	AUG	TOTAL
PETROLEO DIESEL	(gln)	87	127	111	240	64	582	644	818	2673
MOBIL DELVAC 1340	(gln)	1	5	2	4	5	8	11	25	61
MOBIL DELVAC 1220	(gln)	0	10	7	11	3	26	4	22	57
MOBILUBE HD-85W-140	(gln)	0	0	0	0	0	0	0	12	12
MOBILGREASE	(kg)	7	4	5	6	1	7	17	21	68
HORAS		43	50	60	95	11	272	289	371	1191
PETROLEO DIESEL	(gln/hr)	2,02	2,54	1,85	2,53	5,82	2,14	2,23	2,20	2,24
MOBIL DELVAC 1340	(gln/hr)	0,02	0,10	0,03	0,04	0,45	0,03	0,04	0,07	0,05
MOBIL DELVAC 1220	(gln/hr)	0,00	0,20	0,12	0,12	0,27	0,10	0,01	0,06	0,05
MOBILUBE HD-85W-140	(gln/hr)	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,03	0,01
MOBILGREASE	(kg/hr)	0,15	0,08	0,08	0,06	0,09	0,03	0,06	0,06	0,06

CAMION MT-420		JAN	FEB	MAR	APR	MAY	JUN	JUL	AUG	TOTAL
PETROLEO DIESEL	(gln)	1789	1383	887	563	1069	1274	2358	3083	12406
MOBIL DELVAC 1340	(gln)	76	18	27	8	18	57	34	71	309
MOBIL DELVAC 1220	(gln)	45	22	18	0	9	25	120	68	307
MOBILUBE HD-85W-140	(gln)	3	6	8	4	0	16	3	8	48
MOBILGREASE	(kg)	37	11	12	24	16	14	24	58	196
HORAS		453	236	242	155	297	313	535	677	2908
PETROLEO DIESEL	(gln/hr)	3,95	5,86	3,67	3,63	3,60	4,07	4,41	4,55	4,27
MOBIL DELVAC 1340	(gln/hr)	0,17	0,08	0,11	0,05	0,06	0,18	0,06	0,10	0,11
MOBIL DELVAC 1220	(gln/hr)	0,10	0,09	0,07	0,00	0,03	0,08	0,22	0,10	0,11
MOBILUBE HD-85W-140	(gln/hr)	0,01	0,03	0,03	0,03	0,00	0,05	0,01	0,01	0,02
MOBILGREASE	(kg/hr)	0,08	0,05	0,05	0,15	0,05	0,04	0,04	0,09	0,07

CAMION MT-426		JAN	FEB	MAR	APR	MAY	JUN	JUL	AUG	TOTAL
PETROLEO DIESEL	(gln)	3624	3870	5633	5627	6282	6084	5711	6341	43172
MOBIL DELVAC 1340	(gln)	81	35	129	95	133	116	113	115	816
MOBIL DELVAC 1220	(gln)	76	86	168	113	218	145	81	124	1011
MOBILUBE HD-85W-140	(gln)	11	0	27	19	28	12	2	22	121
MOBILGREASE	(kg)	79	58	71	121	78	79	72	99	657
HORAS		833	892	1248	1278	1342	1353	1260	1371	9577
PETROLEO DIESEL	(gln/hr)	4,35	4,34	4,51	4,40	4,68	4,50	4,53	4,63	4,51
MOBIL DELVAC 1340	(gln/hr)	0,10	0,04	0,10	0,07	0,10	0,09	0,09	0,08	0,09
MOBIL DELVAC 1220	(gln/hr)	0,09	0,10	0,13	0,09	0,16	0,11	0,06	0,09	0,11
MOBILUBE HD-85W-140	(gln/hr)	0,01	0,00	0,02	0,01	0,02	0,01	0,00	0,02	0,01
MOBILGREASE	(kg/hr)	0,09	0,07	0,06	0,09	0,06	0,06	0,06	0,07	0,07

NOTA: * SE CONSIDERA EL CALCULO CON HORAS MOTOR**

PRECIOS UNITARIOS:

PETROLEO DIESEL	(\$/gln)	0,86
MOBIL DELVAC 1340	(\$/gln)	3,23
MOBIL DELVAC 1220	(\$/gln)	3,04
MOBILUBE HD-85W-140	(\$/gln)	4,73
MOBILGREASE	(\$/gln)	2,35

CUADRO COSTOS EQUIPOS EN GENERAL 1,997

SIMSA		ene-97	feb-97	feb-97	feb-97	feb-97	feb-97	feb-97	feb-97	feb-97	feb-97	feb-97	feb-97	TOTAL	
SCOOPS 3 1/2	Correctivo	6.400	6.400	5.000	6.400	5.000	5.000	3.600	3.600	6.400	3.600	6.400	3.600	61.400	
	Preventivo	5.310	6.110	4.170	5.770	4.910	5.160	5.120	3.600	7.080	3.810	6.070	5.350	62.460	
	Componentes	0	0	35.000	0	15.000	6.000	8.500	24.500	0	12.000	0	55.500	156.500	
	Llantas	0	7.200	3.600	7.200	0	0	0	3.600	10.800	10.800	3.600	10.800	57.600	
	Combs./Lubs.	9.233	8.340	7.694	8.935	7.694	7.446	6.155	6.155	8.935	6.155	8.935	6.155	91.836	429.796
SCOOPS 6	Correctivo	9.600	11.200	9.600	11.200	11.200	12.800	8.000	11.200	6.400	6.400	11.200	12.800	121.600	
	Preventivo	5.690	9.245	9.705	8.415	5.880	8.415	11.820	6.300	6.935	7.360	13.105	5.430	98.300	
	Componentes	26.000	26.000	28.000	60.000	15.000	0	47.000	10.000	94.000	81.000	8.000	0	395.000	
	Llantas	22.400	22.400	16.800	11.200	0	5.600	5.600	11.200	16.800	16.800	11.200	16.800	156.800	
	Combs./Lubs.	19.210	20.243	19.210	21.689	22.412	24.788	16.009	22.412	12.394	12.807	21.689	25.614	238.479	1.010.179
CAMIONES 20TM	Correctivo	2.400	1.200	2.400	2.400	1.200	2.400	1.200	2.400	2.400	2.400	2.400	2.400	25.200	
	Preventivo	1.280	1.660	3.400	1.245	1.695	1.660	3.400	1.245	2.110	1.245	3.815	1.245	24.000	
	Componentes	0	7.500	0	0	6.000	0	18.000	0	0	0	0	0	31.500	
	Llantas	0	0	5.600	5.600	5.600	5.600	0	0	5.600	5.600	5.600	0	39.200	
	Combs./Lubs.	3.559	1.607	3.559	3.445	1.780	3.445	1.780	3.559	3.445	3.559	3.445	3.559	36.742	156.642
CAMIONES 26TM	Correctivo	3.000	4.500	3.000	1.500	4.500	4.500	4.500	4.500	3.000	3.000	3.000	4.500	43.500	
	Preventivo	2.615	4.130	2.805	2.840	3.905	4.355	1.290	5.455	3.700	1.290	4.355	3.905	40.645	
	Componentes	6.000	0	10.000	41.000	0	0	0	0	10.000	62.500	6.000	0	135.500	
	Llantas	11.200	5.600	5.600	0	0	0	5.600	5.600	5.600	5.600	5.600	5.600	56.000	
	Combs./Lubs.	4.573	6.195	4.573	2.213	6.859	6.638	6.859	6.859	4.425	4.573	4.425	6.859	65.048	340.693
CAMION DE 13TM	Correctivo	600	600	600	600	600	600	600	600	600	600	600	600	7.200	
	Preventivo	400	1.350	800	610	800	1.350	400	1.010	400	400	1.750	400	9.670	
	Componentes	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	
	Llantas	0	1.200	1.200	0	0	0	0	0	1.200	1.200	0	0	4.800	
	Combs./Lubs.	1.451	1.310	1.451	1.404	977	945	977	977	945	977	945	977	13.336	35.006
TOTALES		140.921	153.991	183.768	203.666	121.012	106.701	156.410	134.773	213.169	253.676	132.134	172.095	1.972.315	
LOCOMS.CLAYTON	Correctivo	1.200	2.400	2.400	1.200	2.400	2.400	2.400	2.400	2.400	1.200	2.400	1.200	24.000	
	Preventivo	400	400	400	400	400	400	400	400	400	400	400	400	4.800	
	Componentes	3.000	0	0	3.000	0	0	0	0	0	3.000	0	3.000	12.000	
	Combs./Lubs.	100	200	200	100	200	200	200	200	200	100	200	100	2.000	42.800
CARROS MIN.1570	Correctivo	0	3.000	0	3.000	0	3.000	3.000	0	3.000	3.000	0	3.000	21.000	
	Preventivo	3.000	3.000	3.000	3.000	3.000	3.000	3.000	3.000	3.000	3.000	3.000	3.000	36.000	
	Componentes	6.000	0	6.000	0	6.000	0	0	6.000	0	0	6.000	0	30.000	
	Combs./Lubs.	0	100	0	100	0	100	100	0	100	100	0	100	700	87.700
TOTALES		13.700	9.100	12.000	10.800	12.000	9.100	9.100	12.000	9.100	10.800	12.000	10.800	130.500	
GRAN TOTAL		154.621	163.091	195.768	214.466	133.012	115.801	165.510	146.773	222.269	264.476	144.134	182.895	2.102.815	

RESUMEN COSTOS 1,997

Equipos Pesados		Correctivo	Preventivo	Componentes	Comb./Lubs.	Llantas	Total	%	%
Scoops 3 1/2	6	61.400	62.460	156.500	91.836	57.600	\$429.796	30%	20%
Scoops 6	8	121.600	98.300	395.000	238.479	156.800	\$1.010.179	70%	48%
SCOOPS	14	183.000	160.760	551.500	330.314	214.400	\$1.439.974	100%	68%
Camión 13 TM	1	7.200	9.670	0	13.336	4.800	\$35.006	7%	2%
Camión 20 TM	2	25.200	24.000	31.500	36.742	39.200	\$156.642	29%	7%
Camión 26 TM	3	43.500	40.645	135.500	65.048	56.000	\$340.693	64%	16%
CAMIONES	6	75.900	74.315	167.000	115.126	100.000	\$532.341	100%	25%
LOCOMOTORAS	2	24.000	4.800	12.000	2.000	0	\$42.800	100%	2%
C. MINEROS 1570		21.000	36.000	30.000	700	0	\$87.700	100%	4%
GRAN TOTAL	##	303.900	275.875	760.500	448.140	314.400	2.102.815	4	1

131

Costo de Mantenimiento.

1.340.275

64%

Costo de Operación

762.540

36%

6.9 Personal y Seguridad

En San Vicente se trabaja en un Sistema de tres turnos por día; siendo las actitudes y valores que guían al personal de la empresa: mantener una conducta ética, ser honesto en el trabajo, ser efectivo y decidido.

SEGURIDAD

El programa de Seguridad que se lleva a cabo en la Unidad, está basado en los 3 principios fundamentales de la prevención de accidentes, los cuales son

- Interés y participación activa de la supervisión en el desarrollo del programa.
- Conocimientos de las causas que originaron los accidentes y
- Las medidas correctivas para controlar y eliminar las causas que originaron los accidentes.

Entre los objetivos del programa se puede mencionar:

- Reducir el índice de Frecuencia y Severidad.
- Reducir los accidentes de personas y equipos.
- Concientizar las normas de Seguridad y evaluación permanente de las operaciones mineras.
- Evaluar y controlar los contaminantes ambientales.

Algunos datos estadísticos se muestran en la siguiente tabla:

INDICE DE FRECUENCIA Y SEVERIDAD SIMSA + CONTRATAS

	1990	1991	1992	1993	1994	1995	1996
Hrs Hombre	2.240.904	1.739.629	1.812.935	1.989.711	1.677.343	2.004.112	1.867.380
Días Perdidos	13.141	12.674	25.043	1.378	19.678	6.866	582
Fatales	2	2	4	0	3	1	0
Incapacitantes	37	18	26	39	19	29	18
Triviales	29	14	18	33	35	31	15
Ind.Frecuencia	17,4	11,5	16,5	19,6	13,1	15,0	9,6
Ind.Severidad	5.864,2	7.285,5	13.813,5	692,6	11.731,6	3.426,0	311,7

En cuanto a Seguridad en Equipos Pesados se tiene lo siguiente:

OBJETIVO: Minimizar los Accidentes en éstos equipos.

ACCIONES: Número de accidentes. 1995 (115) - 1996 (113).

BENEFICIOS:

- Control real de los Accidentes tanto cuantitativamente y cualitativamente y tomar las medidas correctivas.
- Capacitar a los Operadores para tener personal eficiente.
- Reubicación de los Operadores por su capacidad, aptitud, experiencia y responsabilidad.
- Reportar de inmediato los Equipos o Instalaciones Siniestradas.

Mensualmente hay una reunión entre el Jefe del Programa de Seguridad, el Superintendente de Mina y el Capitán de Mina donde se hace un análisis del Resumen de Accidentes de Equipos de Interior Mina para adoptar así las medidas respectivas, se aplican los castigos correspondientes tanto a los trabajadores implicados como al Ingeniero responsable según sea el caso, es decir: Acto o Condición Insegura. Este castigo está relacionado con un

porcentaje de los Bonos de producción que generalmente varía de un 5% a un 100% según sea la gravedad del mismo.

RESUMEN DE ACCIDENTES DE EQUIPOS INTERIOR MINA - MES DE DICIEMBRE 1996

EQUIPO PESADO

1.- SCOOPTRAM WAGNER ST-6C 002-067

Día : 30/11/96 Hora: 4:30 a.m.
Sección : Mina
Lugar : Area 13 Sur
Operador : Mauricio Yapias
Causa : Acto y Condición Insegura (Ingresó a la zona empozada de agua, tenía que acondicionar dicho acceso).
Jefe Inmediato : Sr. Juan Huamaní Najarro
Jefe Staff : Ing. Ritaldo Chaupis Llacta

2.- CAMION MT-426 WAGNER 004-032

Día : 05/12/96 Hora: 5:00 a.m.
Sección : Mina
Lugar : Rampa 1705, Area 23 Sur
Operador : David Onofre
Causa : Acto Inseguro (Exceso de Velocidad y sueño).
Jefe Inmediato : Sr. Roberto Roa Guzmán
Jefe Staff : Ing. Fernando Valdez Nolasco

3.- CAMION MT-426 WAGNER 004-020

Día : 08/12/96 Hora: 11:30 a.m.
Sección : Mina
Lugar : Crucero 540, Nv. 1652
Operador : Angel Colqui
Causa : Acto Inseguro (Mala Maniobra, chocando la rueda posterior izquierda con un banco).
Jefe Inmediato : Sr. Roberto Roa Guzmán
Jefe Staff : Ing. Fernando Valdez Nolasco

4.- CAMION MT-426 WAGNER 004-032

Día : 11/12/96 Hora: 5:00 a.m.
Sección : Mina
Lugar : Rampa 1630, Area 24 S.V.T.
Operador : Miguel Pillpa Barrientos
Causa : Acto y Condición Insegura (Mala Maniobra, chocó con hastial por mala maniobra de la vía).
Jefe Inmediato : Sr. Juan Huamaní Najarro
Jefe Staff : Ing. Paul Ruiz Helguero

5.- BOOMER H- 126 ATLAS COPCO 001-009

Día : 13- 12-96 Hora: 7: 45 p.m.
Sección : Mina

Lugar : Acceso 830; Area 9-II.
Operador : Fidel Vidal Alonso
Causa : Condición Insegura (Estaba parado para trasladarse a la Rampa 1010,cuando le cayó bancos del techo; zona que no inspeccionó el operador).
Jefe Inmediato : Sr. Fortunato David Mejía
Jefe Staff : Ing. Fernando Valdez Nolasco

6.- CONVOY DE CARROS MINEROS, NV. 1455

Día : 14- 12- 96 Hora: 10:45 p.m.
Sección : Planta
Lugar : Nivel 1455.
Operador : Hugo Cerron Arcos- Leopoldo Jauregui
Causa : Acto y Condición Insegura (Se desacopló el carro minero N° 105, por salirse el seguro de la lengüeta de unión del carro 112, disminuyó la velocidad del convoy por Uncushito,siendo chocados por los 3 carros que se habían desacoplado provocando un descarrilamiento).
Jefe Inmediato : Ing. Favio Chonta Valenca
Jefe Staff : Ing. Ascencio Moreno

7.- CONVOY DE CARROS MINEROS, NV. 1570

Día : 18- 12- 96 Hora: 11:45 a.m.
Sección : Mina
Lugar : Cro. 940, altura Rampa 670 (-), Nivel 1570
Operador : Ramón Velásquez (Locomotoras) - Julián Huallpa (Scoop 071)
Causa : Acto Inseguro (No hubo vigía para avisar la presencia de la locomotora por demora de la persona asignada).
Jefe Inmediato : Sr. Eustaquio Llerena (Ctta. Mayesa)
Jefe Staff : Ing. José Blanco (Ctta. Mayesa)

8.- SCOOPTRAM WAGNER ST-6C 002-063

Día : 21/12/96 Hora: 10:00 p.m.
Sección : Mina
Lugar : By Pass 540, Nv. 1652
Operador : Angel Colqui
Causa : Acto y Condición Insegura (Al sentir un golpe de rotura de pernos del eje oscilante debió de parar, este a continuado y se han doblado los pernos, falla de agente con las malascondiciones de vías, fatiga y posiblemente la calidad de la soldadura).
Jefe Inmediato : Ing. Jorge Aguirre
Jefe Staff : Ing. Edgwar Medina

PERSONAL

El personal que se tiene planificado para los siguientes años, en la cual se encuentran incluídas las personal que se requieren para los Proyectos a ejecutarse.

CUADRO DE PERSONAL MINA

	PUESTO	CATEGORIA SALARIAL	CUENTA	CIA	CONTRA-TADOS	TOTAL
Staff	Capitan Mina	6	901-136	1		
	J.G.uardia Senior	6	901-136	3		
	J.Guardia	4	901-136	6		
	J.guardia 3 Juinior		901-136	3		
	Ing. Entrenam.	1	901-136	3		
	Técnicos	1	901-136	3		19
Empleados	Sup. Tajeos	6	901-101	1		
		6	901-111	1		
		6	901-113	1		
	Sup. Equipo	5	901-101	1		
		5	901-111	2		
		5	901-133	2		
		5	901-139	2		
	Sup. SS.AA.	5	901-136	1		
	Sup. R/H	4	901-101	1		
		4	901-111	2		
		4	901-122	3		
	Sup. Transporte	4	901-114	1		
	Secretario	2	901-136	2		
	Compresorista	2	901-135	1		21
Obreros	Encarg. Explot.	F	901-111	1		
		F	901-112	2		
		F	901-113	1		
	Op, Mina A	E	901-111	3		
		E	901-112	1		
		E	901-113	5		
		E	901-139	2		
	Op. Mina B	D	901-101	2		
		D	901-111	2		
		D	901-113	6		
		D	901-139	4		
	Motorista	D	901-114	6		
	Soldador A	D	901-136	3		
	Op. Minã C	C	901-112	2		
		C	901-113	3		
		C	901-122	1		
	R/H	C	901-112	1		
		C	901-122	5		
	Op. Ventilación	C	901-134	1		
	Compresorista	C	901-135	2		
	Cargador/desat	B	901-122	1		
		B	901-134	1		
		B	901-111	2		
		B	901-113	3		
	Serv. Gen. Mina	A	901-111	1	10	
		A	901-112	1	17	
		A	901-113		7	
	A	901-133		2		
	A	901139		9		
	A	901-136	5			
	A	901-122	3		115	
Total				110	45	155

6.10 Capacitación y Entrenamiento

SIMSA mantiene una capacitación y actualización permanente del personal para obtener el óptimo desempeño buscando la máxima atención al personal, eficacia, calidad total y mejoramiento continuo. Esta capacitación del personal obrero, empleado, técnico y supervisor se da en las áreas técnicas operativas y de administración, tanto a nivel interno como externo con un promedio al año de 80 cursos, participando 676 hombres con aproximadamente 13600 horas dedicadas a éste aspecto.

Todos los Viernes se realizan exposiciones para actualización de los supervisores en temas de interés general de la Unidad. Asimismo se está desarrollando con éxito el intercambio de experiencias viajando los supervisores a otras minas (Benchmarking).

Existe una biblioteca donde se cuenta con libros y artículos seleccionados sobre administración y tecnología para mantener actualizados a los supervisores.

En cuanto a incentivos económicos se tiene una escala de salarios diferenciados en un 40% entre las 6 categorías de líneas de carrera definidas en la empresa. Se tiene además pago de bonos por asistencia perfecta y por obtención de metas de producción buscando integrar a todos los trabajadores en base a las metas de producción. Cuentan con un manual de normas y procedimientos administrativos los que son entregados a cada nuevo trabajador que ingresa a la empresa para que sepa sus obligaciones y responsabilidades.

La capacitación en Mina lleva consigo la consigna de convertir a todos los trabajadores en multifuncionales, cabe decir que el personal cuando es requerido en otra función a que no está desempeñando habitualmente tiene que cumplirla, Por Ejm. Un Perforista que su Boomer se encuentra en Reparación si tiene que cumplir función de scoopero tiene que hacerlo. Esto lleva en algunos casos a personas que por años trabajaron con un scoop tienen que empezar desde abajo; es decir como cargadores/desatadores para así aprender a maniobrar un boomer. El personal es consiente de éstos cambios ya que a ellos les vale para su respectiva categorización.

SIMSA tiene compromiso con el Estado en cuanto a Personal de Capacitación Juvenil, dichas personas cuyas edades generalmente fluctúan entre los 18 a 25 años tienen un Programa elaborado por el Mismo Departamento de Mina, fases a realizarlo en un año; que en su mayoría al término de éstas son personas aptas para ingresar a la empresa como obreros contratados, operadores de equipos pesados.

6.11 Informática

Se emplea los más actualizados softwares de base de datos y diseño gráfico para la evaluación de resultados y apoyo visual para la transmisión de datos a nivel de Supervisión, empleados y trabajadores. Los resultados obtenidos con la Informática son satisfactorias ya que es posible tener información actualizada o histórica de casi todas las operaciones y con ello tomar las medidas convenientes y mejoras adecuadas como oportunas.

6.11.1 Informática Mina

El Sistema de Informática de Oficina Mina (SIOM), es una base de datos creada como apoyo al área de mina; el ingreso de datos es llenado guardía a guardía con el reporte de Perforación, Voladura y Extracción que el Jefe de Guardia reporta y nos permite tener controles en:

Explosivos

Estos sistemas permiten tener la información del consumo y stocks de explosivos tanto en forma global como por labores.

Extracción y Relleno Mecánico

Con éstos sistemas se obtienen la información de cuanto se mueve de mineral y desmonte por cada scop y volquete; así de cuanto se ha extraído por cada labor y el récord de extracción por operadores.

Distribución de horas equipos

Se hace la distribución de horas equipo en las diferentes cuentas: desarrollo, explotación, recuperación Norte, etc.

Relleno Hidráulico

Con éstos sistemas se obtienen información de horas de bombeo toneladas rellenas, densidades y porcentajes de productividad.

A continuación se muestran alguno de los reportes mensuales que se obtuvieron con el SIOM en el mes de Julio:

1.- RELLENO EN TAJEOS DE EXPLOTACION:

AREA	RELLENO HIDRAULICO		RELLENO MECANICO	
	TMS	M3	TMS	M3
1 ZON. SUR 900 1455	2.821	1.594	1.671	759
13-III-700	1.674	946		
6-10	443	250		
15 SVT 1100	7.228	4.084	2.735	1.243
15 JESUS 1200	6.605	3.732	625	284
18 JE + AY 1200 INF.	4.117	2.326		
18 JE + AY 1300 NF.				
ALFONSO 1200			3.799	1.727
24 SVP 1800	7.133	4.030	2.679	1.218
23 SVT 1900	2.858	1.614		
23 SVP 1900				
23 SVT 1800	4.066	2.297	6.832	3.106
23 SVP 2000	3.318	1.874		
TOTAL:	40.263	22.747	18.341	8.337

2.- PIES PERFORADOS:

Explotacion	JUMBOS
Desarrollo, Preparaciones	228.535
Sostenimiento	61.370
	23.786

TOTAL :	313.691

3.- CONSUMO DE EXPLOSIVOS :

TIPO DE	EXPLOTACION	PREP.DES.EXPLO	RECUP/PILAR	TOTALES
Explosiv.	Kg.	Kg.	Kg.	Kg.
Dinamita	10.171	2.634	4.447	17.252
Nitrato	24.120	6.880	160	31.160
TOTAL:	34.291	9.514	4.607	48.412

4.- EXTRACCION Y RELLENO HIDRAULICO

MES DE JULIO 1996	EXTRACCION T. M. S.		RELLENO HIDRAULICO M3	
	REALIZADO JULIO	ACUMULADO A LA ECHA	REALIZADO JULIO	ACUMULADO A LA FECHA
AREA NIVEL				
9II-SVT 900	900	3303		9336
15- SVT 900		1157		0
15-SVT 1000	606	10654		1188
15-SVT 1100	1349	13222	4084	5303
15-JES 1200		1501	3732	3732
15-JE+AY 1200 INF	3678	20827	2326	15456
18-JE+AY 1200 INF		7099		3099
18-JE+AY 1300 INF	3549	25026		3509
18-JE 1200 SUP. 1310	908	13926		3276
18-JE 1300 SUP 1310	2424	29813		3583
18-JE 1400 SUP. 1310	280	15932		1541
18-JE 1500 1310		1340		800
ALFONSO 1200	3370	17348		12095
ALFONSO 1300	1797	10778		0
ALFONSO 1400		640		0
18-SVT 1200		0		3763
18-SVT 1400		157		5030
21-SVT 1600	409	14780		5252
21-SVT 1700	2879	19938		9179
21-SVP 1600	218	12773		0
21-SVP 1700	153	16668		8934
24--SVT 1900	5881	7059		1410
24-SVP 1800		23822	4030	6756
24-SVP 1900	1044	2887		0
23-SVT 1800	8843	63530	2297	14030
23-SVT 1900	5680	20773	1614	13943
23-SVT 2000	2456	11742	1875	3443
23-SVP 1900	2205	14541		6429
23-SVP 2000		754		0
20-SVT 1700	4370	13723		0
1 ZON. SUR 900 (1455)	5462	28966	1594	4989
13-IIIP 600 UNCUSH	345	2797		1187
13-IIIP 700 UNCUSH	4710	22055	945	1118
6 - 10	3446	6145	250	250
7, 8, JES. 1750	308	5774	0	3555
RECUP. A-2 (CANCHA NORTE)	1571	1571	0	0
3B RECUP.	1121	5480		1543
13 ZON. SUR 1570		5354		5925
TOTAL:	69.962	473.855	22.747	159.653

5.- CONTROL DE HORAS EQUIPO - Del 01/07/96 AL 31/07/96

	TAJO 901-113	R/M 901-121	R/H 901-122	DESARRO 901-101	VENTILAC. 901-134	SOSTENI. 901-131	S. AUXI. 901-133	RECUP. 901-139	974-102	TOTALES
ST 3.5										
S WAGNER 002-060	11,7	0,0	0,0	252,2	20,0	0,0	3,4	75,0	21,7	384,0
S WAGNER 002-070	73,2	6,1	0,0	84,4	18,2	0,0	67,1	186,0	0,0	435,0
S WAGNER 002-071	218,5	15,3	7,6	26,0	0,0	0,0	7,6	0,0	0,0	275,0
S WAGNER 002-072	41,6	0,0	0,0	41,5	9,5	0,0	253,4	19,0	0,0	365,0
TOTAL #DE HORAS	345,0	21,4	7,6	404,1	47,7	0,0	331,5	280,0	21,7	1459,0
DISTRIBUCION	24%	1%	1%	28%	3%	0%	23%	19%	1%	100%
ST 6										
S WAGNER 002-061	322,6	151,5	4,4	23,2	0,0	0,0	0,0	28,3	0,0	530,0
S WAGNER 002-062	461,2	0,0	0,0	32,3	0,0	0,0	0,0	25,5	0,0	519,0
S WAGNER 002-063	420,0	46,0	0,0	20,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	486,0
S WAGNER 002-064	309,2	74,4	0,0	46,1	0,0	0,0	0,0	16,8	3,5	450,0
S WAGNER 002-065	388,0	32,7	0,0	29,7	0,0	0,0	4,0	38,6	0,0	493,0
S WAGNER 002-066	359,5	48,0	12,3	53,6	0,0	0,0	0,0	37,6	0,0	511,0
S WAGNER 002-067	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0
S WAGNER 002-068	367,8	40,0	0,0	37,8	6,3	0,0	0,0	44,1	0,0	496,0
TOTAL #DE HORAS	2628,3	392,6	16,7	242,7	6,3	0,0	4,0	190,9	3,5	3485,0
DISTRIBUCION	75%	11%	0%	7%	0%	0%	0%	5%	0%	100%
C 13 TON										
C WAGNER 004-009	39,1	0,0	0,0	90,0	0,0	0,0	0,0	13,3	146,6	289,0
TOTAL #DE HORAS	39,1	0,0	0,0	90,0	0,0	0,0	0,0	13,3	146,6	289,0
DISTRIBUCION	14%	0%	0%	31%	0%	0%	0%	5%	51%	100%
C 20 TON										
C WAGNER 004-020	332,8	13,0	0,0	7,2	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	353,0
004-021	170,0	4,5	0,0	7,5	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	182,0
TOTAL #DE HORAS	502,8	17,5	0,0	14,7	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	535,0
DISTRIBUCION	94%	3%	94%	3%	0%	0%	0%	0%	0%	100%
C 26 TON										
C WAGNER 004-030	361,0	8,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	369,0
C WAGNER 004-031	430,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	8,0	0,0	438,0
C WAGNER 004-032	436,0	17,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	453,0
TOTAL #DE HORAS	1227,0	25,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	8,0	0,0	1260,0
DISTRIBUCION	97%	2%	0%	0%	0%	0%	0%	1%	0%	100%

6.11.2 Informática Maestranza

Todos los equipos mecánicos necesitan una atención constante y una organización eficiente del planeamiento, para mantener su disponibilidad ; esto se traduce en un programa de mantenimiento preventivo, reparaciones y cambio de partes, y reemplazamiento de equipos.

A medida que el número de equipos que conforman crece, los programas de mantenimiento, previsión de repuestos, análisis de fallas, etc se vuelven complicados de manejar manualmente, todo el flujo de información hacia el personal encargado del mantenimiento sufre alteraciones y muchas veces se pierde información que sería muy valiosa de contar con ella.

Usando las computadoras las empresas han experimentado su gran capacidad de manejar datos, la planilla, el control de stocks, y han dado excelentes resultados.

SIMSA, tiene implementado un sistema de contabilidad de costos computarizado que trabaja basado en el descargo de los vales de salida de almacén y de los datos de costos de labor que proporciona la Oficina de Contabilidad.

El sistema está orientado contablemente, y ha servido mucho para conocer la operación de toda la Unidad redundando en un mayor control de costos, materiales y otros.

Pensamos que mucha información puede ser recuperada de los informes diarios de operación que se elaboran en los respectivos talleres de la Unidad, dicha información procesada adecuadamente sirve de base para políticas de reducción de costos, optimización de equipos, mejoramiento de la disponibilidad mecánica, etc.

Esta información podría ser procesada en forma manual, lo que es un trabajo largo y lento, o en nuestro caso, preferimos usar una unidad de cómputo pequeña y de suficiente capacidad para hacer el trabajo rápido y de fácil acceso.

OFICINA DE PLANEAMIENTO Y PROGRAMACION DE MANTENIMIENTO (OPPM)

Existe desde 1977 la Oficina de Planeamiento y Programación del Mantenimiento. La oficina reporta directamente a la Superintendencia de Mantenimiento dándole apoyo en:

- Reajuste del sistema de reposición automática de partes.
- Seguimiento de pedidos pendientes.
- Diseño de rutinas de mantenimiento para equipos nuevos y cambio de las actuales.
- Evaluación del programa de mantenimiento preventivo.
- Organizar y mantener la biblioteca de información de los equipos. Se tienen los originales de los catálogos de partes, manuales, ect.
- Llevar el archivo histórico de cada uno de los equipos que llegan a la Unidad, tomando como base los trabajo de esta oficina se han implementado el sistema de información para el departamento.

Los microcomputadores están físicamente localizado en los ambientes de esta oficina y operadas por dicho personal, ellos también tienen la responsabilidad de motivar a los usuarios del sistema en el llenado de los reportes, recolección de datos en los talleres, verificación de la información en el campo, etc.

SISTEMA DE INFORMACION DE MANTENIMIENTO

El sistema es una herramienta del Departamento de Mantenimiento y de la Superintendencia General, que permitirá:

1. Establecer la mejor configuración de la flota de equipos analizando el comportamiento con que se dispone.
2. Establecer un programa de mantenimiento eficiente y hacer evaluaciones periódicas del mismo.
3. Medir la disponibilidad del equipo que operamos.

El “sistema” funciona a partir de la confección de los reportes que llevan a cabo los supervisores en las diferentes secciones:

- Datos de la operación diaria de los equipos.
- Consumos diarios de filtros y lubricantes por equipo.
- Lista de partes usadas en reparación.
- Costos de partes y de labor.
- Movimiento de llantas, etc.

El banco de datos que se genera sirve de base para elaborar una serie de reportes periódicos que resumen las operaciones.

Mejoras debido al Sistema:

El implantar el sistema de información acarrea muchas mejoras en el trabajo de mantenimiento entre los que están:

- Permite el manejo “interactivo” entre la gente de mantenimiento y los datos almacenados, por medio de reportes impresos y/o en pantalla.
- Permite medir exactamente el cumplimiento del programa.
- Recuerda constantemente los trabajos que faltan realizar al imprimir el estado diario de cada uno de los equipos.
- Induce a standarizar procedimientos.
- Resalta la labor del Supervisor que debe conocer bien el movimiento del taller para rellenar un reporte.
- Alerta inmediata sobre problemas que se reflejan en disponibilidad baja, consumos altos, etc.

Control de Llantas:

El manejar más de 300 llantas es tarea relativamente sencilla al tener un sistema organizado y con constantes observaciones. Verificadas conjuntamente con la centralización de las reparaciones de llantas, varias llantas en un taller especial, y el reentrenamiento del personal se decidió modificar el formato de los reportes.

El resultado, hoy en día es que, existen en el taller de llantas un grupo de llantas de diversas medidas, armadas, listas para su uso, de cada una cuelga una tarjeta que debe ser rellenada cuando la llanta se usa.

Los datos de la tarjeta son alimentados al computador y tras un manejo de archivos podemos tener un reporte fiel de lo que cuesta cada llanta, podemos comparar marcas, podemos evaluar si nos conviene reencauchar, etc.

OBSERVACIONES

- Habiéndose tenido una variación en la ley de cabeza en un rango de 6% en la producción mensual y repercutiendo este problema en el costo de tratamiento, se ve obligado a tomar medidas correctivas.
- Entre los factores determinantes figuran:
 - Planos de muestreo sistemático.
 - Curvas de isovalores.
 - Planeamiento de minado: mensual, semanal, diario.
 - Control de Operaciones Mineras:
 - ◆ base de datos (SIOM),
 - ◆ rendimientos y análisis estadístico de resultados (EXCEL),
 - ◆ diseño gráfico por computadora (AUTOCAD 12): secciones longitudinales, secciones transversales y planos horizontales de tajeos,
 - ◆ red : consumo de materiales y repuestos, control de tareas, consumo de combustibles.
 - Distribución de personal y reparto de equipos según necesidades de contenido fino programado por tajeo y/o metros de avance en las preparaciones.
 - Seguimiento de la operación de Extracción, Carguío y Transporte (ingeniero, supervisor y operador) y reporte del ingeniero de guardia.
 - Existe desfase entre la rotura del mineral del tajeo hasta los molinos en la Planta Concentradora. Para las zonas que aportan el 73.25% del contenido fino (por el RB 1330 del Nivel 1750), el desfase es mayor que en las otras zonas por existir más manipuleo del mineral.
 - Es una mina que mueve alrededor de 100,000 TM/mes entre mineral y desmonte.
 - La utilización de equipos está en 72% considerando 5 horas netas de trabajo. Para el concepto de utilización de equipos, se consideró en tiempos muertos: el traslado desde el taller al lugar de trabajo, retiro por razones de ventilación al final de guardia y refrigerio.
- En el Proyecto de “Uniformización de la Ley de Cabeza”, no hubiera sido económico realizarlo si es que se hubiera tenido la necesidad de la compra de un scoop; pero gracias al estudio que se realizó “Proyección Anual de Acarreo de Mineral”; el cual determinó un scoop “sobrante” de 6yd³.
- Con el uso de operadores de equipo de bajo perfil en horario desfazado, vamos a incrementar las horas-máquina / Guardia en un 20% en esta etapa inicial, naturalmente programando en labores regadas, desatadas con mineral y/o desmonte acumulado.

RECOMENDACIONES

- Se crea una estrategia para resolver el problema. Trabajando en equipo con todo el personal de ingenieros de operaciones y servicios, se captan ideas para determinar alternativas de solución en el Blending y otras actividades con una nueva distribución de equipos con horas máquina programadas (scoops, camiones y locomotoras).
- Tener el control de Tonelaje-Ley en cámaras de acumulación y echaderos, como también los stocks de desmonte a ser usados en relleno mecánico de los tajeos y el saldo a transportarse a superficie.
- El personal involucrado en el Proyecto de Uniformización de la Ley de Cabeza debe trabajar en horario desfazado y el cambio de turno debe realizarse en el lugar de trabajo,

para así asegurar una buena supervisión y la toma de muestras necesarias para el desarrollo del “Proceso”.

Personal en Horario Normal (7 - 15 , 15 - 23 , 23 - 7)

Personal del proyecto (5 - 13 , 13 - 21, 21 - 5)

- Dar mayor continuidad en las horas netas/máquina usando operadores de equipos en horario desfazado (2 por turno).
- Conversar y educar al Personal implicado en mejorar la calidad de la mezcla de mineral y el transporte de desmonte de las preparaciones.
- Actualmente, los equipos en el taller de Maestranza Mina se abastecen de combustibles y lubricantes, tienen el servicio de engrase (interdiario) y mantenimiento programado de 12 horas por quincena, finalmente overhaul según el número de horas acumuladas. Se sugiere que el abastecimiento de combustibles sea con vehículos utilitarios de servicios en las cámaras cercanas a los tajeos.
- Implementación de libretas de reporte de operadores, indicando horas de operación, horas y causa de paradas, zonas de trabajos y condición del equipo.
- Continuar el programa de mantenimiento de vías con tractores Cat.D6 y Cat.D4 y drenaje del agua hacia las cunetas para lograr mayor rendimiento de los equipos (conservación de ejes, vida de llantas).
- Con la visita a otras unidades, se comparan standares y se intercambian ideas.
- El apoyo de personal de ingeniería industrial con aplicación a la minería se hace inevitable, por el análisis de simulación del tipo de trabajo, su evaluación y estudio de tiempos productivos e improductivos, además de controles estadísticos de consumos conlleva a disponer de un amplio panorama de información y se pueda realizar los ajustes necesarios para optimizar las operaciones.
- Evitar la excesiva transferencia de mineral roto, ya que se incrementa el costo de cada tonelada por la operación de scoops .
- Es imprescindible contar con unidades en Stand By, ya que éstas no ocasionan gasto operativo y sólo será imputado a la producción bajo el rubro “Costo de Propiedad”. El costo por toneladas acarreada aumentará muy levemente por el hecho de tener unidades en Stand By, mientras que la carencia de ellas, por el contrario puede ocasionar costosas pérdidas productivas.
- El Proyecto “Uniformización de la Ley de Cabeza”, está determinado para de 3 años, vida del echad. 1330; luego se debe hacer un análisis similar de todo el sistema.

CONCLUSIONES

- El planeamiento de minado prevee los recursos que uno dispone de manera tal que podamos saber que ley de mineral vamos a extraer, en que tonelaje, de donde y en que momento, y a que costo, es decir conocido el objetivo de producción y analizado el sistema de minado por el método seleccionado y el equipamiento previsto, se puede preveer cuantos tajeos se necesitan, cual es su producción óptima, cual es su contribución y de que recursos se disponen.

- El modelo matemático de planeamiento es una herramienta de decisión, para que el personal que labora en operaciones, planifique su producción, teniendo en cuenta todos los parámetros existentes en la operación misma, tanto de geología, mina, planta, así como precio de los minerales, costos, horas de trabajo del personal (Horas/hombre), etc.
- Se ha demostrado la viabilidad de los Proyectos sin demandar costosas inversiones. Su implementación sirve de apoyo a la labor diaria del ingeniero a cargo de las operaciones de producción, permitiéndole efectuar las correcciones necesarias para conseguir los objetivos programados.
- Parte de la Reingeniería es buscar la Calidad Total, ha costado darse cuenta del problema, transmitiéndolo hasta el nivel de Supervisores de equipos. Con su experiencia y con el apoyo de los programas computarizados - como FOXPRO (SIOM), EXCEL (Análisis estadístico de resultados), AUTOCAD 12 (Capacitación para manejo de curvas de rendimiento de equipos vs dimensionamiento de los tajeos), se determina en la Compañía la estrategia para obtener alternativas de solución.
- 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.

- Uno de los motivos que llevo a realizar el estudio de “Tiempos y Movimientos” fue de sustentar la asignación de un scoop de 6yd3 al Proyecto “Uniformización de la Ley de Cabeza” así como la determinación de Horas-Máquina, que nos prevee determinar planeamientos en Mina, Servicios Mina y Mantenimiento.

BIBLIOGRAFIA

- XXII REUNION DE PLANEAMIENTO (1997)
MINA SAN VICENTE - SIMSA
- CARTAS MENSUALES MINA - MINA SAN VICENTE
- REPORTES INTERNOS DE MANTENIMIENTO MINA
- ESTUDIO DE EFICIENCIAS Y RENDIMIENTOS - REPORTE INTERNO
- RESUMENES DE CONVENCIONES DE MINERIA (IIMP)
- CURSOS, SEMINARIOS ORGANIZADOS POR PROMOCIONES DE LA FIGMM
- ESTUDIO DE LOS MOVIMIENTOS
AUTOR: RALP M. BARNES
- CONTROL DE OPERACIONES MINERAS
AUTOR: FELIX PRADO RAMOS
- **TESIS DE GRADO:** ANÁLISIS TÉCNICO ECONÓMICO Y FINANCIERO EN LA SELECCIÓN DE EQUIPOS TRACKLEES - UN CASO DE ESTUDIO
AUTOR: MARIO SHIMABUKURO IKEBATA
- **TESIS DE GRADO:** ESTUDIO DE CARGUIO Y TRANSPORTE DE MINERAL EN ZONA 1, UNIDAD DE PRODUCCIÓN COBRIZA CENTROMIN PERU S.A.
AUTOR: CARMELO CONDORI TUPI
- **TESIS DE GRADO:** OPTIMIZACION DEL PLAN DE PRODUCCIÓN Y CONTROL DE CALIDAD DEL MINERAL UTILIZANDO UN MODELO DE PROGRAMACIÓN LINEAL.
AUTOR: JORGE CORTIJO NARVAEZ
- **TESIS DE GRADO:** MODELO SIMPLIFICADO DE PLANEAMIENTO DE MINADO A CORTO PLAZO
AUTOR: AGAPITO OROZCO MOREYRA
- INGENIERÍA ECONÓMICA
AUTOR: GEORGE A. TAYLOR
- INVESTIGACIÓN DE OPERACIONES
AUTOR: WAYNE L. WINSTON