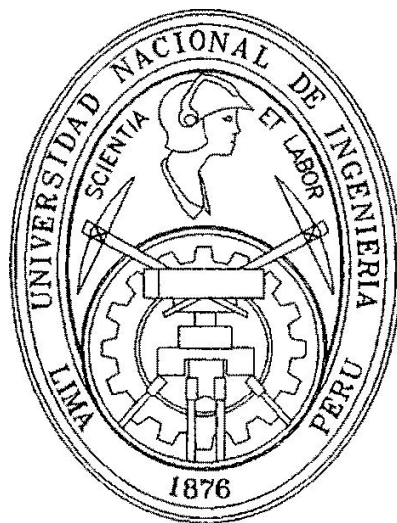


UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA



"OPTIMIZACION DEL PLAN DE PRODUCCION
Y CONTROL DE CALIDAD DEL MINERAL
UTILIZANDO UN MODELO DE PROGRAMACION
LINEAL"

TESIS PARA OPTAR EL TITULO DE:
INGENIERO DE MINAS

POR:

JORGE MIGUEL CORTIJO NARVAEZ

Lima - Perú

1 9 8 7

A DIOS

A mi abnegada madre ESTHER

A Dimedó mi hermano

" El principio de la Sabiduría
es el temor de Jehová...."

Provervios 1.6

ABSTRACTO

El presente trabajo de Tesis nace de la necesidad de crear técnicas que tengan como objetivo la optimización de las operaciones de minado y concentración de tal manera que se maximicen las contribuciones de los minerales y consecuentemente se minimicen los costos de operación.

Para cubrir dicho objetivo, en el presente trabajo se ha formulado un modelo matemático de planeamiento, utilizando la teoría matemática de Programación Lineal; este modelo ha sido formulado con miras a obtener un programa de producción óptimo, en la cual se analicen todas y cada una de las alternativas de minado seleccionando aquellas que nos produzca la máxima contribución, teniendo en cuenta restricciones de tipo operativo tales como: reservas y leyes del mineral (Geología), estándares y disponibilidad de equipos (mina), porcentajes de recuperación y capacidad de tratamiento (planta), precio de los metales, costos, disponibilidad de horas-hombre, etc.

El modelo ha sido elaborado y aplicado en la mina "Raúl" de la Cía. Minera Pativilca S.A..

El modelo de Programación Lineal es aplicado también en la toma de decisiones en un Proyecto Minero de Carbón; en este caso el modelo determina la producción óptima de cada una de las 5 minas de carbón que constituyen un denuncia ubicado en la zona de San Luis (Ancash) de tal manera que los costos sean mínimos.

INDICE

0.- ABSTRACTO

CAPITULO I

1.- PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

- 1.1.- CARACTERISTICAS DEL PROBLEMA
- 1.2.- CONDICIONES BASICAS QUE DEBEN EXISTIR
- 1.3.- LOS MODELOS MATEMATICOS: UNA HERRAMIENTA DE OPTIMIZACION EN LA INDUSTRIA MINERA.

CAPITULO II

2.- EL MODELO MATEMATICO

- 2.1.- CONCEPTOS DEL MODELO DE OPTIMIZACION
 - A.- MODELOS EN GENERAL
 - B.- DESCRIPCION DE LA REALIDAD MODELADA
 - C.- OBJETIVOS DEL MODELO MATEMATICO
- 2.2.- FORMULACION MATEMATICA DEL MODELO
 - FUNCION OBJETIVO
 - RESTRICCIONES
- 2.3.- LA MINIMIZACION COMO OTRA ALTERNATIVA DE OPTIMIZACION

CAPITULO III

3.- APLICACION DEL MODELO AL PLANEAMIENTO EN LA MINA "RAUL"

- 3.1.- DATOS GENERALES DE LA MINA
 - A.- DESCRIPCION GENERAL
 - a.- UBICACION Y ACCESO
 - b.- GEOLOGIA
 - b.1.- RASGOS FISIOGRAFICOS
 - b.2.- GEOLOGIA REGIONAL
 - b.3.- GEOLOGIA LOCAL
 - b.4.- GEOLOGIA ECONOMICA

3.2.- DESCRIPCION DEL SISTEMA DE EXPLOTACION

3.2.1.- INTRODUCCION

3.2.2.- EL SISTEMA DE EXPLOTACION MECANIZADO

A.- DESCRIPCION DEL METODO

B.- ACCESOS Y SUBNIVELES

C.- SECUENCIA DE EXPLOTACION

D.- DERRIBO DEL MINERAL

E.- PERFORACION DISTRIBUIDA EN ANILLOS

F.- PERFORACION

G.- VOLADURA

H.- ACARREO Y EXTRACCION

3.3.- PLANEAMIENTO DE MINADO EN LA MINA "RAUL"

A.- DEFINICION DE PLANEAMIENTO

a.- DEFINICION

b.- PLANEAMIENTO MINA

B.- PLANEAMIENTO OPERACIONAL EN LA MINA "RAUL" DE LA COMPANIA MINERA PATIVILCA S.A.

a.- ORGANIZACION

b.- GEOLOGIA

c.- MINA

d.- PLANTA CONCENTRADORA

e.- SERVICIOS GENERALES

f.- PERSONAL

C.- PROGRAMA DE PRODUCCION PARA 1987-1988

D.- MEZCLA DE MINERALES (BLENDING)

3.4.- APLICACION DEL MODELO MATEMATICO AL PLANEAMIENTO EN LA MINA "RAUL"

A.- PRESENTACION DE DATOS

B.- CORRIDA DEL MODELO MEDIANTE UN PAQUETE PARA MICROCOMPUTADORA

a.- INTRODUCCION

b.- EL LP-88 (LINEAR PROGRAMMING-88)

CAPITULO IV

4.- APLICACION DEL MODELO A LA OPTIMIZACION DE UN PROYECTO MINERO DE CARBON

4.1.- OBJETIVOS

4.2.- DETERMINACION DEL TAMAÑO OPTIMO DEL PROYECTO UTILIZANDO EL MODELO MATEMATICO DE PROGRAMACION LINEAL.

A.- PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

B.- FORMULACION MATEMATICA DEL MODELO

C.- OTRAS CONSIDERACIONES

D.- RESUMEN

4.3.- PRESENTACION DE LOS DATOS

A.- NATURALEZA DEL PROYECTO

B.- MERCADO

C.- TECNOLOGIA

D.- COSTOS

E.- INVERSION

4.4.- CORRIDA DEL MODELO

4.5.- EVALUACION ECONOMICA

A.- ANALISIS ECONOMICO PARA OPTIMIZAR METODOS DE EXPLOTACION SUBTERRANEA

B.- ESTADO DE PERDIDAS Y GANACIAS (FLUJO DE CAJA)

- TIRE

VANE

INDICE DE RENTABILIDAD

CAPITULO V

5.- INTERPRETACION DE LOS RESULTADOS OBTENIDOS CON EL MODELO

5.1.- ANALISIS DE LOS RESULTADOS REFERENTES AL PLANEAMIENTO EN LA MINA RAUL

5.2.- BENEFICIOS ECONOMICOS QUE PRODUCE EL MODELO MATEMATICO DE PLANEAMIENTO

5.3.- RESULTADOS REFERENTES AL PROYECTO MINERO DE CARBON

5.4.- BENEFICIOS ECONOMICOS QUE PRODUCE EL MODELO MATEMATICO APLICADO A LA OPTIMIZACION DE UN PROYECTO MINERO DE CARBON

CAPITULO VI

6. - CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES -

BIBLIOGRAFIA

APENDICE - A

1. (FUNDAMENTOS DE PROGRAMACION LINEAL)

APENDICE - B

1. MANUJAL DEL MANEJO DEL LP-88

AGRADECIMIENTOS

Esta tesis se ha hecho realidad gracias al apoyo desinteresado de un gran número de personas; agradezco pues a través de estas líneas al Ing. Javier Cordova Ortega, profesional del Departamento de Modelos Matemáticos de Centromin Perú quien me asesoró a lo largo de todo el trabajo, al Ingeniero Agapito Orosco Moreyra de Centromin Perú por su constante apoyo.- Expreso mi profunda gratitud al Sr. Juan Belaúnde Terry, Presidente de Mauricio Hochschild y Cía. Ltda. S.A. por autorizar se me brinde todas las facilidades para realizar la tesis en la mina Raúl de la Cía. Minera Pativilca S.A.; agradezco asimismo al Ing. Luis Ilich Echenique, Gerente de la Cía. Minera Pativilca S.A. por facilitarme el acceso al centro de computo de la compañía.- Asimismo en el area de operaciones mina agradezco infinitamente al Ing. Adan Martinez por brindarme todo tipo de facilidades tanto de alojamiento como de trabajo en todas la secciones de la mina; reconozco tambien el apoyo del Ing. Eleuterio Alvino Gutarra, Superintendente de Mina, del Ing. Jaime Ishida y tambien de los Ings. Victor Torres, Carlos García y Willy Céspedes.- Agradezco tambien al Ing. Carlos Soldi y al Arquitecto Oswaldo Chanduví de PROCARBON por todo el apoyo que me brindaron en la sección correspondiente al carbón.

Agradezco infinitamente a todos mis profesores de la Facultad de Minería a quienes debo mi formación profesional.

Quiero agradecer en forma muy especial a mi hermano el Dr. Olmedo Cortijo Narvaez por su apoyo a lo largo de toda mi carrera.

Por dar ánimo a mi corazón, por su compañía y amor, agradezco a mi novia la Srta. Elena Guerrero Iraola su constante apoyo durante toda la elaboración de esta tesis.

CAPITULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

CAPITULO I

1.- PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1 CARACTERISTICAS DEL PROBLEMA

El problema materia de la presente tesis consiste en la formulación de un modelo matemático de programación lineal que sea aplicable a la industria minera en dos áreas de suma importancia, cuales son: el planeamiento de minado en una mina de cobre y la toma de decisiones en un Proyecto minero de carbón.

En el planeamiento de minado el modelo matemático ha sido formulado con miras a obtener un programa de producción trimestral óptimo, en la cual se analicen todas y cada una de las alternativas de minado seleccionando aquella que nos produzca la máxima contribución (maximización); para ello se ha tomado como base la información de cada uno de los blocks de mineral de la mina "Raúl" de la Cía. Minera Pativilca S.A. y además los parámetros correspondientes a la operación en sí.

El conjunto de restricciones que regulan el modelo están definidos por parámetros tomados de las diversas actividades de la operación en sí, tales como reservas y leyes del mineral (Geología), estándares y disponibilidad de equipos (Mina), porcentajes de recuperación y capacidad de tratamiento (Planta), precio de los metales, costos, disponibilidad de horas hombres, etc.

La DATA obtenida con el modelo es resuelta mediante un paquete de computadoras para programación lineal, denominado LP-88 (Linear Programming 88), este software, está diseñado para microcomputadoras, y puede resolver modelos de hasta 500 variables por 500 restricciones.

Los resultados del modelo son: Optimiza la utilidad (Valor de la tonelada - costo de producción), mejora la disponibilidad de recursos y baja los costos de producción.

El modelo es aplicado también en la toma de decisiones en un Proyecto Minero de Carbón; en este caso el modelo determina la producción óptima de cada una de la 5 minas de carbón que constituyen un denuncio ubicado en la zona de San Luis (Ancash) de tal manera que los costos sean mínimos (MINIMIZACION).

Las restricciones que regulan el sistema descansan sobre la calidad de carbón producido (contenido de cenizas), niveles de producción y producción total del grupo. En este caso el modelo es también resuelto utilizando el LP-88 (Linear Programming 88).

1.2 CONDICIONES BASICAS QUE DEBEN EXISTIR

Para que un modelo matemático ya sea de Programación Lineal, Programación Dinámica, PERT o incluso un modelo de Simulación pueda ser aplicado con éxito en la industria minera, es necesario que existan ciertas condiciones, las cuales paso a describir:

- a) Los ingenieros encargados de aplicar los resultados del modelo a la práctica deben tener conocimientos adecuados de la técnica de programación matemática, en este caso de Programación Lineal, ya que en la práctica cuando se les presenta el esquema y los resultados de un modelo, al no entender las técnicas de programación lineal, comienzan a dudar de la efectividad del modelo y es así como desechan la idea de aplicarlo y nuevamente comienzan a trabajar en forma *CONVENCIONAL*

Por lo cual recomiendo que a los ingenieros a quienes se va a encargar la aplicación de dichos modelos se les prepare convenientemente en lo que respecta a las técnicas de programación matemática, en este caso en lo que corresponde a la Programación Lineal.

- b) Es necesario que exista una mayor organización dentro de la empresa minera y que se respete el nivel jerárquico de cada miembro de la organización de tal manera que se cumplan los principios básicos de la administración. Al existir una férrea organización si los niveles superiores consideran que es conveniente la aplicación de un modelo matemático al planeamiento en este caso, los mandos inferiores tendrán que esmerarse en hacerlo y obtener buenos resultados.

1.3 LOS MODELOS MATEMATICOS: UNA HERRAMIENTA DE OPTIMIZACION EN LA INDUSTRIA MINERA

Los modelos matemáticos constituyen herramientas de planificación poderosas, únicas en su tipo, en el campo de la industria minera, para la toma de decisiones en un conjunto de operaciones, que garanticen la consecución de los objetivos finales de la empresa.

Los modelos matemáticos permiten la evaluación y toma de decisiones sobre cada una de las fases de la producción; desde que mineral extraer, hasta donde vender el metal resultante, decisiones que pueden ser evaluadas tomando en cuenta todo el conjunto y determinar las condiciones óptimas posibles para cada situación particular.

Los modelos matemáticos han sido usados inicialmente por Centromin Perú; en 1971 dicha empresa formuló el modelo del Zinc, los resultados sumamente halagadores de este primer experimento hicieron que la empresa se decida a cubrir el resto de la operación de la Oroya y Comercialización.

Entre 1972 y 1974 se trabajó con el modelo de cobre y plomo, el que tuvo algunas dificultades en la formulación de las relaciones metalúrgicas debido a la complejidad de las operaciones.

Luego se analizó la factibilidad y conveniencia de crear un modelo para el área de minas y la forma de encarar el modelado de las concentradoras, se vio que era posible resolver el problema de la mina y que se podían plantear y evaluar las operaciones que existieran dentro de cada concentradora.

Se preparó entonces un proyecto (AGI 59-74) para desarrollar el modelo en una mina como caso piloto. En noviembre de 1974 se inició el proyecto en Casapalca.

Actualmente los modelos matemáticos son usados en las diferentes fases de la producción, tanto en las empresas de la Gran Minería (Centromin Perú, Southern Perú, Hierro Perú) como en empresas de la mediana minería (Buenaventura, San Ignacio de Morococha, Huarón,...) y mediante la presente tesis se plantea su utilización en la mina Raúl de la Cía. Minera Pativilca S.A.

CAPITULO II

EL MODELO MATEMATICO

CAPITULO II

2.- EL MODELO MATEMATICO

2.1 CONCEPTOS DEL MODELO DE OPTIMIZACION

El modelo matemático materia de la presente tesis es una herramienta de planificación y de toma de decisiones a corto y largo plazo (aproximadamente un mínimo de 3 meses y un máximo de 10 años); y tiene como objetivo la optimización de las operaciones de minado y concentración en la mina Raúl de la Cía. Minera Pativilca S.A.

A) MODELOS EN GENERAL.-

Un modelo es una abstracción de la realidad que sirve como herramienta para estudiarla.

Por ejemplo, un mapa de carreteras es un modelo de las vías de comunicación de una región que permite planificar y ejecutar un viaje. El sistema contable de Pativilca S.A. es un modelo de la empresa que permite evaluar el flujo financiero a través de las varias actividades.

Existen varios tipos y formas de modelos. Nos interesa particularmente definir la diferencia entre modelos matemáticos y modelos no matemáticos, modelos de optimización y modelos descriptivos.

Los modelos matemáticos son los que utilizan una formulación cuantitativa formal. Tienen la característica de permitir un análisis muy exacto, pero necesitan datos cuantitativos para todas las variables que afecten la decisión. La Calidad del resultado obtenido depende entonces de la calidad de los datos incluidos.

Los modelos descriptivos se limitan a presentar una imagen de la realidad, mientras que los modelos de optimización tienen adicionalmente a la descripción, la capacidad de optimizar un objetivo determinado.

El modelo que se está planteando en esta tesis es un modelo matemático de optimización. En las secciones correspondientes explicaremos primero la realidad que el modelo trata de describir es decir la descripción de las operaciones de la mina Raúl, cual es el objetivo que el modelo optimiza, y la estructura general del modelo.

B) DESCRIPCION DE LA REALIDAD MODELADA

La mina Raúl de la Cía. Minera Pativilca S.A. está constituida por un yacimiento en el cual predomina la chalcopirita como el principal mineral económico y una planta concentradora con capacidad de tratamiento de 1100 TM. por día

El mineral es extraído mediante tres sistemas de explotación:

- a) El Sistema Convencional.- Que no es otra cosa que un método de acumulación dinámica con Draw Points.
- b) El Sistema Mecanizado.- Que utiliza el método de derribo por sub-niveles.
- c) El Sistema Semi-mecanizado.- Que está constituido por un Over Cut, un Blast Hole y un Under Cut.

En general dichos métodos implican cinco etapas distintas consecutivas.

Etapa de exploración.- Durante la cual se buscan e identifican los bloques de mineral.

Etapa de desarrollo.- Durante la cual se logra acceso al mineral. Durante esta etapa, a veces una parte del material roto es de ley adecuada y se envía como alimentación a la concentradora.

Etapa de preparación.- Durante la cual se perforan las chimeneas y los slots creándose las caras libres para el derribo del mineral.

Etapa de rotura.- Durante la cual después de cada corte se extrae un orden de magnitud de $1/3$ del tonelaje roto para alimentación.

Etapa de extracción.- Durante la cual el tajeo es vaciado de todo el mineral roto remanente.

El modelo materia de la presente tesis considera solamente la etapa de extracción; pero puede proyectarse para las etapas de desarrollo, preparación, rotura y extracción, no se incluye la etapa de exploración; pues es por definición una actividad difícilmente planificable de manera matemática.

C) OBJETIVOS DEL MODELO MATEMATICO

El objetivo del modelo matemático es la obtención de un plan de minado óptimo.

El modelo determina para cada uno de los 19 tajeos existentes en la actualidad el tonelaje óptimo a explotar en cada tajeo, de tal manera que se maximice la contribución neta del cobre, teniendo en cuenta factores como las leyes de cada tajeo, reservas de los mismos y muchos otros factores propios de la producción.

En resumen, el objetivo del modelo se puede presentar como la obtención de un plan de minado que satisface los cuatro aspectos interrelacionados siguientes:

- 1.- Producir el mayor valor de concentrados.- Es decir, el mayor tonelaje de concentrados, de la mayor contribución posible.
- 2.- Al mínimo de costos totales variables.- Es decir, al mínimo costo variable de minado y de concentración.
- 3.- Tomando en cuenta las limitaciones operativas.- Es decir los límites que existen en disponibilidades de hombres, perforadoras, limpieza con scoops, transporte con volquetes de bajo perfil, etc. en la mina, y los límites de capacidad de molienda, de flotación, etc. en la concentradora.
- 4.- Manteniendo criterios razonables de operación de la mina; tales como respetar la vida de la mina, siguiendo una política razonable de reservas de mineral desarrollado, preparado y roto; mantener un flujo de operaciones "normales", etc.

Como este objetivo tiene que ser expresado de manera cuantitativa, la estructura total del modelo se puede presentar como:

MAXIMIZAR : (INGRESOS - costos variables)

Sujeto a:

Limitaciones operativas

Limitaciones de política minera

En el modelo dado se tiene que:

INGRESOS = Valor de concentrados * tonelaje concentrado
 producido

Además:

COSTOS VARIABLES = Costo Variable de minado * Tonelaje de
 minado + Costo Variable de
 concentración * Tonelaje de
 alimentación

2.2 FORMULACION MATEMATICA DEL MODELO

La formulación matemática para solucionar el problema de planeamiento de minado planteado es el siguiente :

MAX. CONTRIBUCION = $\sum_{i=1}^m C_i X_i$ (1) Función Objetivo

DONDE:

C_i = Contribución por TM de mineral

Sujeto al siguiente conjunto de:

RESTRICCIONES

1.- PRODUCCION DE MINA

$$\text{Si } P_{\min i} \leq \text{RESERV}_i$$

=====>

$$P_{\min i} \leq X_i \leq \text{RESERV}_i$$

Se ha establecido un límite máximo y mínimo a la producción en cada tajeo sin que exceda la cantidad de reservas de mineral existente en el tajeo.

2.- RESTRICCION POR CAPACIDAD DE PERFORADORAS

$$\sum_{i=1}^n X_i * \text{STDPER} \leq \text{NPER}$$

donde:

STDPER = Estandar de perforación # de PER./ TON

NPER = Número de perforadoras disponibles

La cantidad de perforadoras usadas no exceden las disponibles

3.- RESTRICCION POR CAPACIDAD DE ACARREO (SCOOPTRAM)

$$\sum_{i=1}^n X_i * \text{DSCOOP} \leq \text{NSCOOP}$$

donde:

DSCOOP = Disponibilidad del SCOOPTRAM.

NSCOOP = Número de SCOOPTRAMS disponibles

4.- RESTRICCIÓN POR CAPACIDAD DE HORAS HOMBRE

$$\sum_{i=1}^n X_i * STDHH \leq NHH$$

donde:

STDHH = Estandar de horas hombre
Número de horas hombre / ton.

NHH = Número de horas hombre disponibles

La cantidad total de horas hombre no debe exceder al disponible

Para el caso de los demás recursos se usa ecuaciones similares

5.- RESTRICCIÓN POR LEYES EN MINA (CONTROL DE CALIDAD DE LEYES DEL MINERAL)

$$LEY \text{ MIN} \leq \frac{\sum_{i=1}^n X_i * LEY_i}{\sum_{i=1}^n X_i} \leq LEY \text{ MAX}$$

donde:

LEY MIN = Ley mínima de tratamiento en la concentradora

LEY MAX = Ley máxima de tratamiento en la concentradora

LEY i = Ley en el tajeo i (Ley de cabeza)

6.- RESTRICCION POR CAPACIDAD DE PLANTA (CAPACIDAD DE TRATAMIENTO)

$$\sum_{i=1}^n X_i * FAC \leq CAPCONC$$

donde:

FACT = Porcentaje del material que se jala por cada tonelada rota en un cierto método de minado.

CAPCONC = Capacidad de la concentradora

7.- RESTRICCION POR PORCENTAJE DE RECUPERACION

$$\sum_{i=1}^n X_i * LEY_i * REC \leq \text{TON FINOS}$$

donde:

X_i = Tonelaje que se va a explotar en el tajeo i

LEY_i = Ley de cabeza en el tajeo i

REC = Porcentaje de recuperación

TON FINOS = Tonelaje total de finos

8.- RESTRICCION REFERENTE A COSTOS

$$\sum_{i=1}^n CUNIT_i * X_i \leq \text{COTMIN}$$

donde:

CUNIT $_i$ = Costo unitario total/tonelada en el tajeo i

COTMIN = Costo total mínimo (Costo de minado + costo de concentracion.

Como resultado de la optimización de este proceso se obtiene la cantidad X_i (Tonelaje de mineral a producir) en cada tajeo de la mina, tal que nos determine la máxima

$$\text{contribución} = \sum_{i=1}^{19} C_i X_i$$

2.3 LA MINIMIZACION COMO OTRA ALTERNATIVA DE OPTIMIZACION

El modelo presenta como otra alternativa de optimización, la minimización de los costos de producción de una mina de carbón, sujeta a restricciones del tipo operativo tales como: calidad del carbón (contenido de cenizas), límites de producción, etc.; la cual se describe en el capítulo IV de la presente Tesis.

El esquema de esta alternativa del modelo es la siguiente:

$$\sum_{i=1}^n C_i X_i \text{ -----} \rightarrow \text{Minimizar.....(1) Función Objetivo}$$

Sujeto a las siguientes restricciones

$$\begin{aligned} \sum_{i=1}^n X_i &\leq D \text{ (2)} \\ X_i \text{ min} &\leq X_i \leq X_i \text{ max} \text{ (3)} \\ \sum_{i=1}^n A_i X_i &\leq AD \text{ (4)} \end{aligned} \left. \vphantom{\begin{aligned} \sum_{i=1}^n X_i &\leq D \text{ (2)} \\ X_i \text{ min} &\leq X_i \leq X_i \text{ max} \text{ (3)} \\ \sum_{i=1}^n A_i X_i &\leq AD \text{ (4)} \end{aligned}} \right\} \begin{array}{l} \text{Sistema de} \\ \text{Restricciones} \end{array}$$

donde:

X_i = Producción anual de una mina de carbón en ton/año

C_i = Costo de operación específico de una TM.de carbón en US \$/TM.

D = Producción anual total de todas las minas pertenecientes al denunció

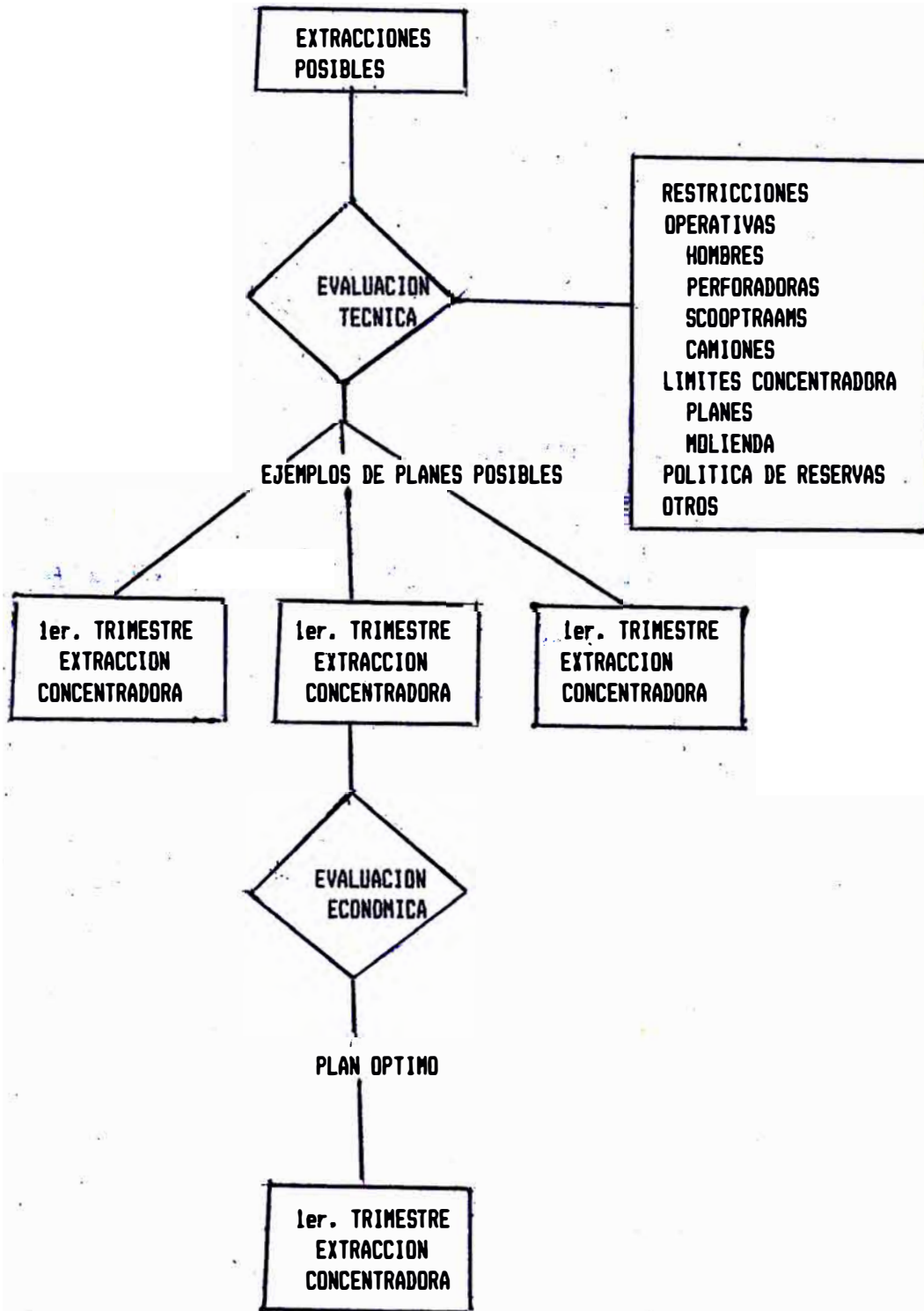
A = Contenido de cenizas del depósito de carbón a nivel de grupo.

A_i = Contenido de cenizas de la $i...$ ava mina de carbón perteneciente al denunció (en porcentaje)

X_{i-min} , X_{i-max} , mínima y máxima producción anual de carbón respectivamente para la $i...$ ava mina en tms/año.

n = Número de minas de carbón pertenecientes al denunció.

MODUS OPERANDI" DEL MODELO MATEMATICO



CAPITULO III

APLICACION DEL MODELO AL PLANEAMIENTO EN LA MINA

RAUL

CAPITULO III

3.- APLICACION DEL MODELO AL PLANEAMIENTO EN LA MINA "RAUL"

3.1 DATOS GENERALES DE LA MINA

A.- DESCRIPCION GENERAL

a.- UBICACION Y ACCESO

La mina Raúl que explota las unidades "Raúl", y "Juanita de Bujama" se ubica en el distrito de Mala, provincia de Cañete, departamento de Lima.- Corresponde a su campamento y principales instalaciones las siguientes coordenadas geográficas : 76° 35' 30" de longitud Oeste y 12° 42' 02" de latitud Sur.

Su acceso desde la ciudad de Lima se efectúa utilizando las siguientes vías:

- Carretera Panamericana Sur, asfaltada 88 Kms.
- Trocha afirmada 4 Kms.

b.- GEOLOGIA

b1.- RASGOS FISIOGRAFICOS

El área se ubica en las estribaciones bajas de la cordillera occidental de los andes, correspondiéndole altitudes que oscilan entre los 80 y 372 metros (Cerro Vinchos)

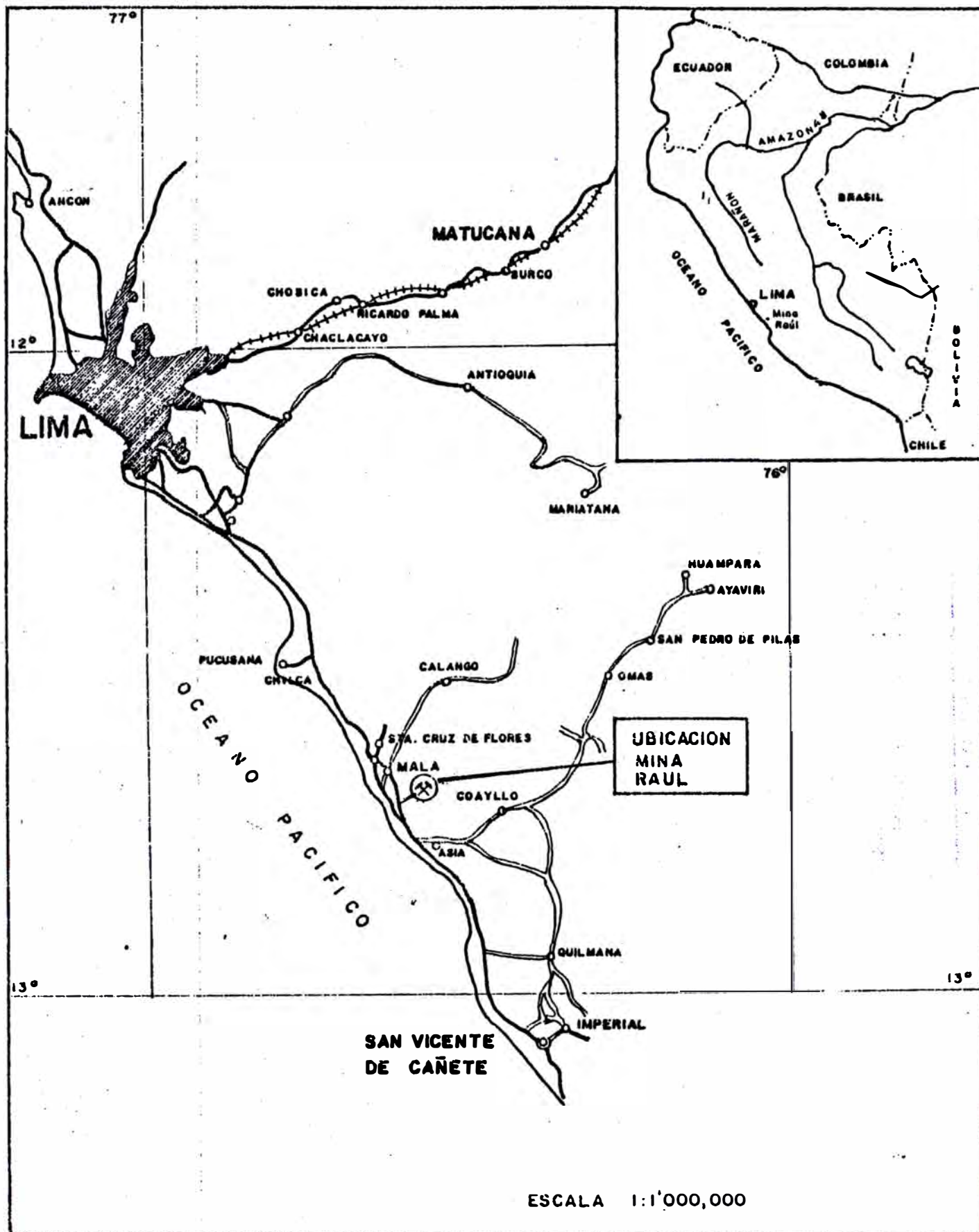


FIGURA 1.- Mapa de ubicación - Acceso

Geomorfológicamente se reconocen dos unidades de extensión local : una unidad compuesta por la acumulación de material detrítico que ha rellenado los cauces de vaguados y quebradas actualmente secas, caracterizada por un relieve llano, inclinado ligeramente al oeste, y una segunda unidad compuesta por cerros de flancos empinados, labrados en rocas volcánicas y sedimentarias.

La elevación de estos cerros se incrementa rápidamente hacia el este

El clima del área es típico de la costa peruana, cálido y húmedo en verano, con temperaturas que oscilan durante el día entre 20 y 30 grados centígrados y medias de 75 % de humedad relativa.

Durante el invierno la temperatura alcanza entre 13 y 18 grados centígrados con humedad relativa máxima de 100%.

Debido a la proximidad del mar (4.5 Km. aproximadamente) la brisa marina ocasiona rápida corrosión de los equipos metálicos no protegidos por pintura.

b2.- GEOLOGIA REGIONAL.-

La columna estratigráfica regional identifica la presencia de la formación Fuente Piedra, Grupo Morro Solar, Formación Pamplona, Grupo Atocongo y Volcánico Quilmaná, subdivididos en numerosos miembros. Esta secuencia cuya edad va del Jurásico Superior al Cretáceo Medio, está instruido por apófisis del Batolito Andino, cuerpos y diques de pórfido dacítico y diques de diabasa.

Estructuralmente la secuencia se presenta muy disturbada.

b3.- GEOLOGIA LOCAL.-

En el área afloran rocas volcánicas sedimentarias correlacionables con los volcánicos Quilmaná depositados en ambiente submarino.- Localmente, la secuencia ha sido dividida en seis unidades litoestratigráficas que muestran cambios de facies lateral, todas ellas se presentan cortadas por un pequeño stock de pórfido dacítico/andesítico y diques de diabasa.

b3.1 RASGOS LITOESTRATIGRAFICOS.-

A continuación se describen las principales características de la litoestratigrafía local.

- a) UNIDAD CALICANTRO.- Constituye la parte más baja de la secuencia.- Consiste en aglomerados andesíticos masivos, de color oscuro y matriz afánítica, con aisladas intercalaciones de lavas andesíticas porfiríticas con grosera estratificación.- Potencia mayor de 150 mts.
- b) UNIDAD AFOLLO.- Representa predominio de sedimentos (calizas, margas, areniscas y grauvacas) de estratificación delgada, con desarrollo de actinolita y ocasionales intercalaciones de piroclásticos en proporción que se incrementa hacia el norte.- En la parte alta de la sección predominan areniscas tufaceas en bancos gruesos - Potencia estimada 90 mts.
- c) UNIDAD ACTINOLITA.- Constituidas mayormente por andesitas gris verdoso y verde oscuro de textura porfirítica con fenos de plagioclasas muy alteradas a calcita y desarrollo de cristales aciculares de actinolita.- Presenta seis horizontes de brechas andesíticas Potencia estimada 180 mts.

| NOMBRES | COLUMNA | DESCRIPCION LITOLOGICA | DESCRIPCION DE LA MINERALIZACION |
|--------------------------|---|---|--|
| | | 30m. MATERIAL CUATERNARIO | |
| UNIDAD CHICHARRON | | 190m. SILSTON (Chert) FINAMENTE LAMINADO. SEDIMENTOS TUFACEOS CON ABUNDANTE CLORITA Y CALIZAS EN LENTES ESPORADICOS CON ESPESOR MAXIMO DE 5m. Y LONGITUD MAXIMA DE 20 - 30mm. | MANTOS DEFINIDOS. CON MINERALIZACION DE CPY - PY - MAGNETITA Y PIRROTITA EN MENOR CANTIDAD. MARCA-BITA, LOCALMENTE EN BANDAS DE 1 - 2 cm. O LENTES ONDULADOS, ALTERNANDO CON CAPAS DE CLORITA, HORN-BLENDA Y ANFIBOLITA. |
| UNIDAD POLVORIN | | 110m. FLUJOS ANDESITICOS DE GRANO FINO PORFIRITICOS CON ESCASAS INTERCALACIONES DE Piroclastos. | DISMINUCION FINA Y PEQUEÑAS CONCENTRACIONES MASIVAS DE CPY - PY. |
| UNIDAD INTERMEDIO | | 25m. BRECHA 9 PIROCLASTOS ANDESITICOS DE COLOR VERDE CLARO | CON MINERALIZACION DE CPY - PY DISTRIBUIDOS EN LA MATRIZ DE LA BRECHA. |
| | | 10m. BRECHA 9 | |
| UNIDAD ACTINOLITA | | 110m. PIROCLASTOS CON FRAGMENTOS LITICOS (HASTA 30cm. DE DIAMETRO) Y FLUJOS ANDESITICOS INTERCALADOS CON ANFIBOLITAS SIENDO ESTRATIFICACION VISIBLE | CPY - PY FINAMENTE DISMINUCADAS Y ESTRATIFICADA CPY - PY DISTRIBUIDAS PRINCIPALMENTE EN LA MATRIZ DE LAS BRECHAS LATERALMENTE SE ESTRENGUE Y DESAPARECE EN CORTAS DISTANCIAS. |
| | | 10m. BRECHA 7 | |
| UNIDAD APOLO | | 15m. FLUJOS ANDESITICOS PORFIRITICOS DE COLOR VERDE OSC. | SIN MINERALIZACION |
| | | 20m. BRECHA 6 ANFIBOLITA (BRECHA 6) | FUENTE MINERALIZACION DE CPY - PY DISTRIBUIDAS EN LA MATRIZ DE LA BRECHA. |
| | | 12m. FLUJOS ANDESITICOS PORFIRITICOS DE COLOR VERDE OSC. | SIN MINERALIZACION |
| | | 18m. BRECHA 5 ANFIBOLITA (BRECHA 5) | FUENTE MINERALIZACION DE CPY - PY DISTRIBUIDAS EN LA MATRIZ DE LA BRECHA. |
| | | 23m. FLUJOS ANDESITICOS PORFIRITICOS DE COLOR VERDE OSCURO. | SIN MINERALIZACION. |
| | | 25m. BRECHA 4 PIROCLASTOS ANDESITICOS DE COLOR VERDE CLARO | MINERALIZACION DE CPY - PY DISTRIBUIDAS EN LA MATRIZ DE LA BRECHA. |
| | | 14m. FLUJOS ANDESITICOS PORFIRITICOS DE COLOR VERDE OSC. | SIN MINERALIZACION. |
| | | 11m. BRECHA 3 Piroclastos andesiticos de color verde claro | Mineralizacion de cpy - py distribuidas en la matriz de la brecha. |
| UNIDAD GALICANTRO | | 12m. FLUJOS ANDESITICOS PORFIRITICOS DE COLOR VERDE OSC. | SIN MINERALIZACION. |
| | | 14m. BRECHA 2 Piroclastos andesiticos de color verde claro | Mineralizacion de cpy - py distribuidas en la matriz de la brecha. |
| | | 15m. FLUJOS ANDESITICOS PORFIRITICOS DE COLOR VERDE OSC. | SIN MINERALIZACION |
| | | 15m. BRECHA 1 Piroclastos andesiticos de color verde claro | Mineralizacion de cpy - py distribuidas en la matriz de la brecha. |
| UNIDAD APOLO | | 90m. GRAUVACAS SILICEAS DE GRANO FINO A MEDIO INTERCALADAS CON ANFIBOLITA Y DELGADAS CAPAS DE PIROCLASTOS QUE CAMBIAN LATERALMENTE DE FACES AL SE CON PREDOMINANCIA DE ANFIBOLITA BIEN ESTRATIFICADAS Y PIROCLASTOS ESPESOR MAXIMO DE UNOS 90m. | DISMINUCION FINA DE CPY - PY EN BANDAS DE 1 - 2cm. O IRREGULARES, BANDAS DISCONTINUAS Y LENTES DENTRO DE LA ANFIBOLITA, Y EN LAS GRAUVACAS RESPECTIVAMENTE OCURRENCIA LENTICULAR DE MAGNETITA EN LA PARTE CENTRAL DE LA ANFIBOLITA Y CANTIDADES MENORES DE PY. |
| UNIDAD GALICANTRO | | 150m. PIROCLASTOS DE COMPOSICION ANDESITICA REPRESENTADOS POR TUPOS LITICOS, LAPILLI Y AGLOMERADOS (90%) CON ESPESORES VARIABLES HASTA DE 40m. E INTERCALACIONES DE FLUJOS ANDESITICOS (10%) CON ESPESORES DE 8-16m. | DISMINUCION POSIVA DE CPY - PY, TANTO EN LA MATRIZ COMO EN LOS FRAGMENTOS LAS CONCENTRACIONES DE SULFUROS RARAMENTE ALMACENAN 1% DE Cu |
| | | LEYENDA | |
| TOPOGRAFIA : | COMPANIA MINERA PATIVILCA S. A. - MINA RAUL | | CODIGO: |
| DIBUJO : T. GAMARRA M. | COLUMNA LITOLOGICA " MINA RAUL " | | |
| GEOLOGIA : T. R. - H. C. | | | |
| REVISADO : A. COSSIO N. | ESCALA: 1/4,000 | FECHA: ABRIL 1, 1985 | |

d) UNIDAD INTERMEDIO.- Representada por lavas andesíticas afáníticas.- Algunas veces con fenocristales de hornblenda, e intercalaciones de piroclásticos andesíticos.- En la base de la unidad se localiza un horizonte de brecha andesítica con fenoclastos, alternancia de andesitas gris negrusco, chert crema sucio, grauvaca y tovas volcánicas en capas delgadas, utilizadas como horizonte guía.- Potencia estimada 100 mt.

e) UNIDAD POLVORIN.- Compuesta por bancos gruesos de lavas andesíticas verde oscuro a negrusco y textura afánítica; la andesita se encuentra alterada a clorita y calcita.

Intercalaciones de piroclásticos y grauvacas de tonos marrones se reconocen en su sección superior. Algunos de los bancos parecen metasedimentos calcáreos.

f) UNIDAD CHICHARRON.- Presenta predominio de sedimentos; areniscas, lodolitas, tobas y lentes de calizas.- El conjunto tiene coloraciones marrones. Potencia estimada más de 150 mt.

- g) PORFIDO DACITICO / ANDESITICO.- Diques y sills de pórfido dácítico/andecítico con rumbo NNE y NE cortan todas las unidades anteriormente descritas, produciendo una estrecha zona de metamorfismo.- Por tectonismo, muchos de sus contactos se presentan fallados. Su mayor potencia alcanza 35 mt.
- h) DIABASA.- Se presenta como diques post-mineralización, tiene rumbo NNE y NW, buzamientos sub-verticales y potencia máxima de 15 mt.

b3.2 RASGOS ESTRUCTURALES

- a) PLEGAMIENTO.- Las unidades litoestratigráficas descritas, conforman estructuralmente un homoclinal con rumbo promedio N 25° W y buzamientos entre 30° y 45° al SW.- Pliegues de algunas decenas de centímetros se aprecia ocasionalmente en la unidad chicharrón.
- b) FALLAMIENTO.- La estructura homoclinal está afectada por tres importantes sistemas de fallas locales.

Sistema de fallas rumbo N 25° - 45° E y buzamiento entre 75° y 90° SE.

- Sistema de fallas rumbo NS - 10° W y buzamiento de 65° NE.

Sistema de fallas WNW-ESE a EW y buzamientos entre 60° y 90° NE.

b4. GEOLOGIA ECONOMICA.-

b4.1 DESCRIPCION DEL YACIMIENTO Y ESPECIES MINERALES

El depósito operado en las unidades "Raúl" y "Juanita de Bujama" constituye un yacimiento, en el que se reconoce mineralización tanto singenética como epigenética, aparentemente esta última de mayor interés económico.

El principal mineral económico es la chalcopirita; la ganga está constituida por pirita, pirrotita, marcasita y calcita. Procesos de oxidación y enriquecimiento supergenético queda de manifiesto por la presencia de cobre nativo, malaquita, azurita, covelita, chalcopirita, bornita, etc., minerales que se encuentran cercanos a la superficie; en otros casos su mayor profundización está favorecida por el fracturamiento.

Delgadas venas y diseminaciones de galena y esfalerita sin valor económico se observaron en las unidades Polvorin y Apolo. La ley promedio trabajada durante 1986 fué de 1.73 % de cobre.

b4.2 CARACTERISTICAS DE LAS ESTRUCTURAS MINERALIZADAS

Se reconocen las siguientes estructuras mineralizadas:

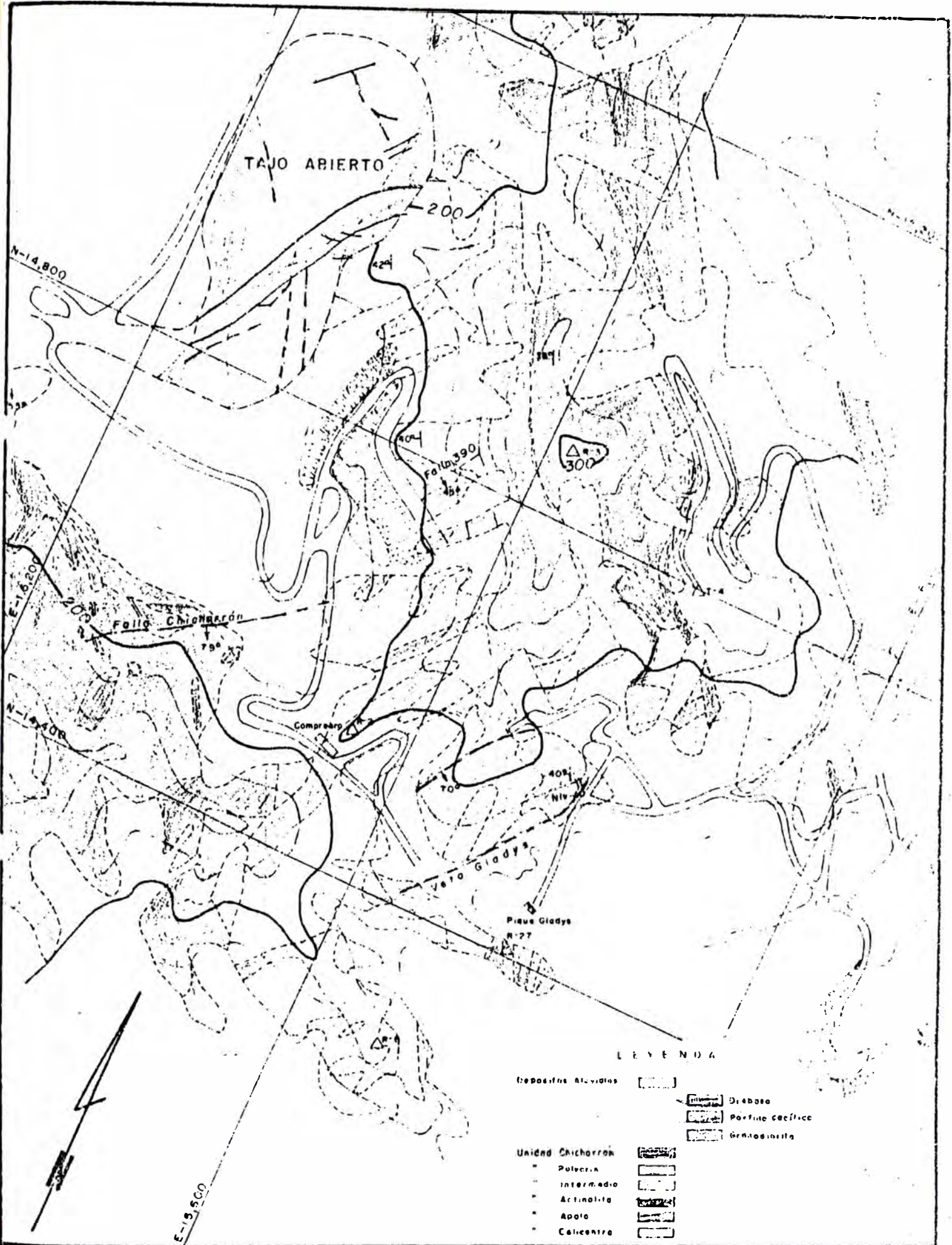
a) MANTOS.- Principalmente en las unidades Chicharrón y Apolo como reemplazamiento de calizas y tobas volcánicas.- La potencia varía de pocos cm. a 6 mt.

Su continuidad está limitada tanto longitudinal como transversalmente por fallas de pórfido dacítico/andesítico y diabasa.

b) DISEMINACIONES.- De preferencia en horizontes de grauvacas y tobas volcánicas en las unidades Apolo, Polvorin e intermedio y ocasionalmente en el pórfido dacítico. Se presentan como finas diseminaciones de chalcopirita y pirita, constituyendo algunas veces cuerpos de forma irregular.

c) BRECHAS.- De forma y dimensión variada, ocurren de preferencia como reemplazamientos en los niveles de brechas andesíticas en las unidades Intermedio y Actinolita.- La mineralización se presenta como venas e hilillos anastomasados a manera de parches de chalcopirita y pirita.

d) VETAS.- Son generalmente transversales a los mantos, tienen buzamientos sub-verticales; horizontalmente han sido reconocidos entre 100 y 300 mts.. El relleno de mineral es del tipo rosario.



LEYENDA

- Depositos Aluviales [Symbol]
- Diabasa [Symbol]
- Porfido calcico [Symbol]
- Granodiorita [Symbol]
- Unidad Chicharrón [Symbol]
 - Pulcra [Symbol]
 - Intermedio [Symbol]
 - Actinolita [Symbol]
 - Apolo [Symbol]
 - Calicentro [Symbol]

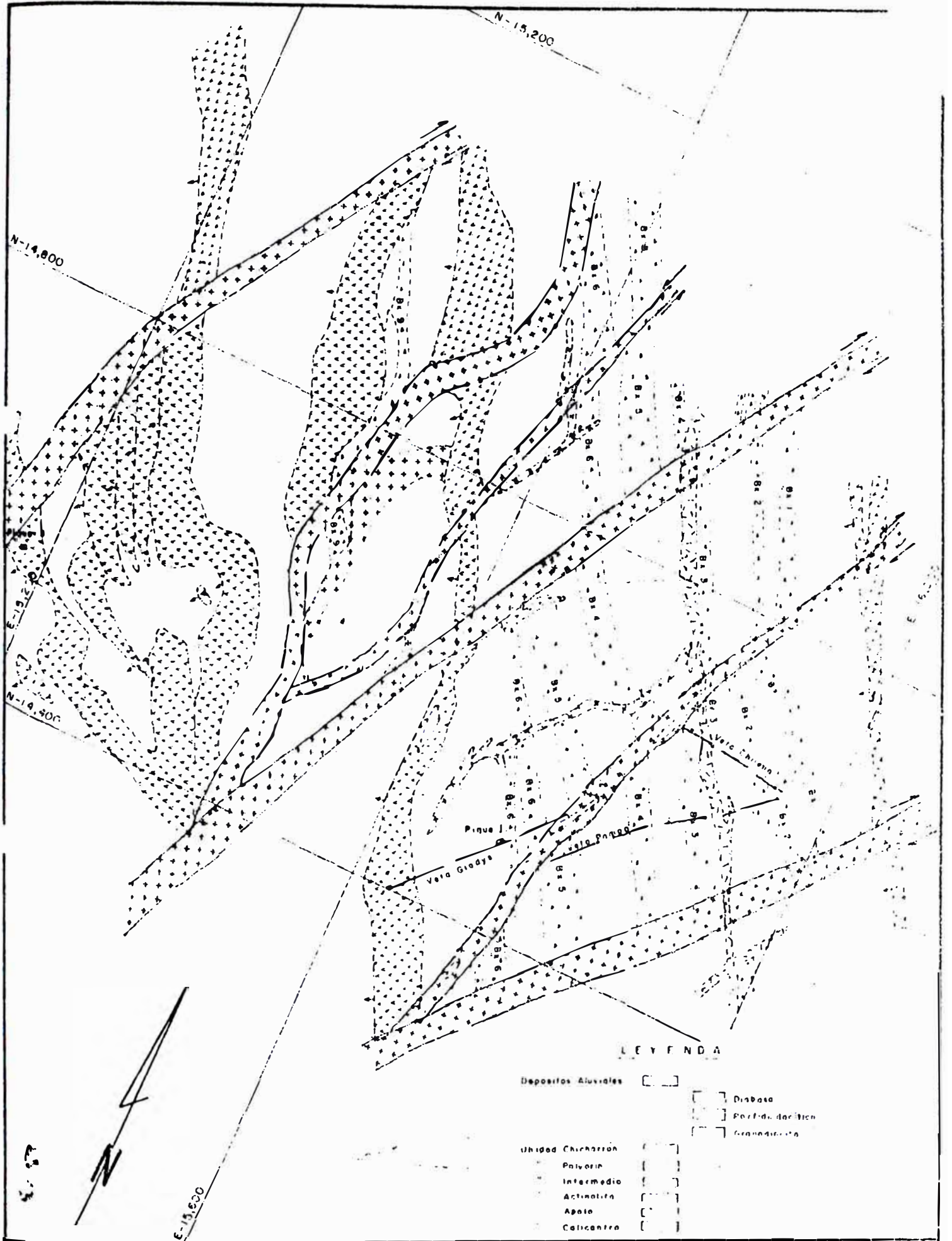
| | | | |
|------------|-----|--|----------------|
| TOPOGRAFIA | FOP | COMPAÑIA MINERA PATIVILCA S.A. - MINA RAUL | Código |
| DIBUJO | MRC | | Plano No 03 |
| GEOLOGIA | | GEOLOGIA DE SUPERFICIE | |
| REVISADO | | | Fecha 31-12-85 |



LEYENDA

- Depositos Aluviales
- Diabasa
- Márfido dacítico
- Granodiorita
- Unidad Chicharrón
 - Polarrin
 - Intermedio
 - Actinolita
 - Apolo
 - Catleentre

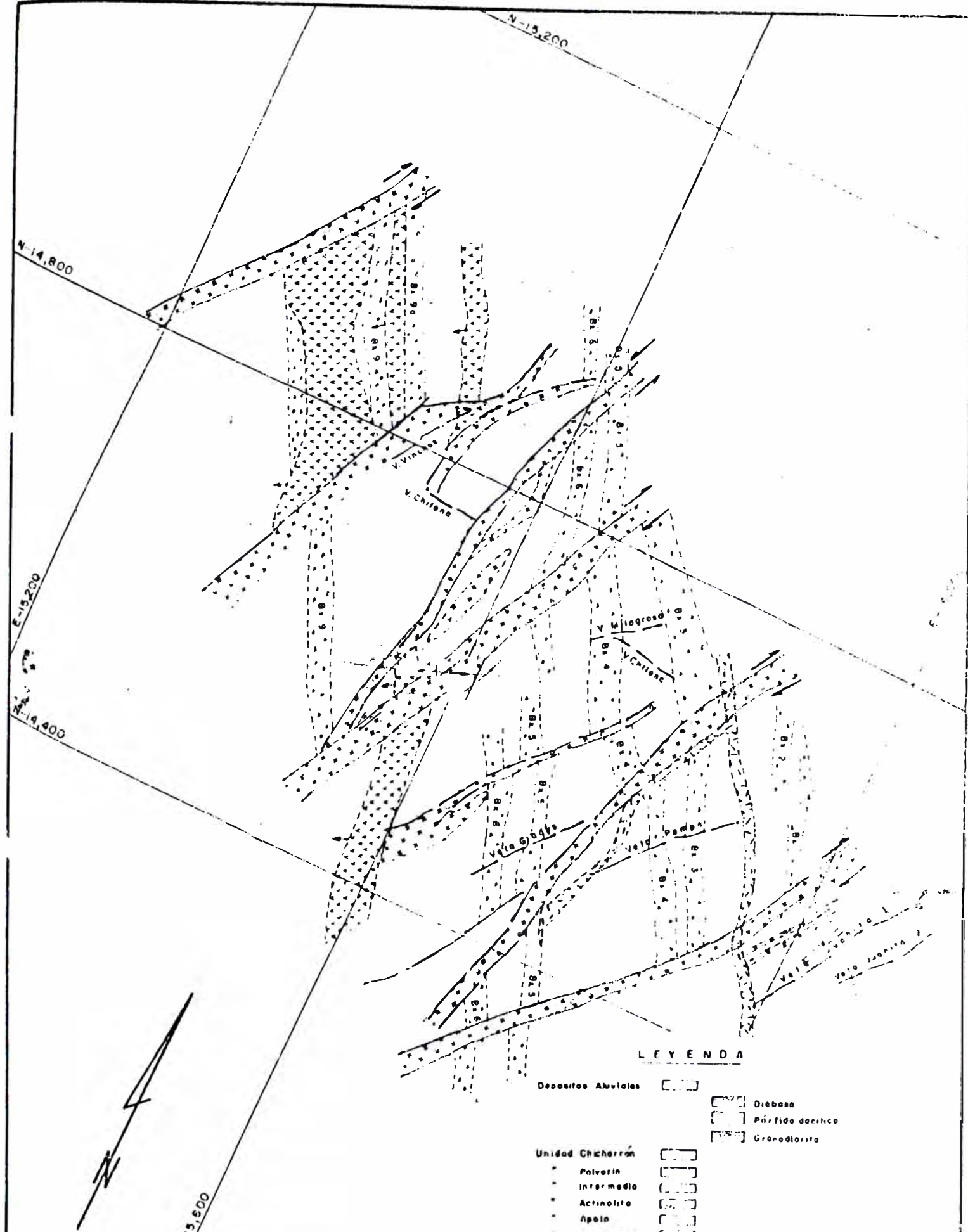
| | | | |
|------|------------|--|-----------------|
| TOP | P.O.P. | COMPANIA MINERA PATIVILCA S.A. - MINA RAUL | Codigo |
| DIB. | M.R.C. | GEOLOGIA DEL NIVEL "O" | Plano N° |
| GEO. | R.E.P.-RFP | | 04 |
| REV. | A.C.N. | Escala: 1/5,000 | Fecha: 31-1-205 |



LEYENDA

- Depositos Aluviales []
- Diabasa []
- Peridotita []
- Granodiorita []
- Unidad Chicharron []
- Pulverin []
- Intermedia []
- Actinolita []
- Apalo []
- Calcantra []

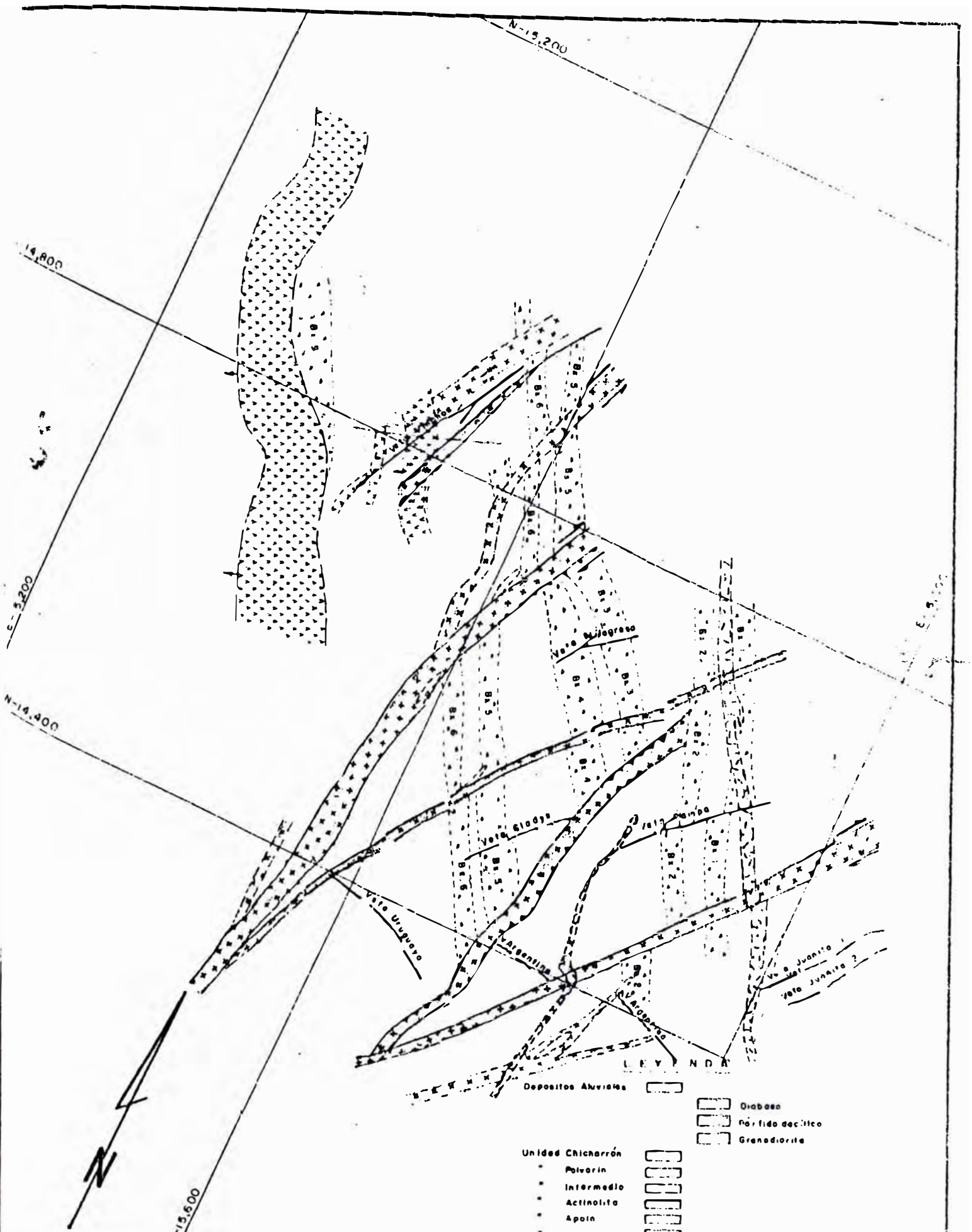
| | | | | |
|-----|---------|--|----------------|----------|
| TOP | FOP | COMPAÑIA MINERA PATIVILCA S.A. - MINA RAUL | | Codigo |
| DIB | MRC | GEOLOGIA DEL NIVEL -35 | | Piano N° |
| GEO | REP-PPF | | | |
| REV | ACN | Escala 1/3000 | Fecha 31-12-85 | |



LEYENDA

- Depósitos Aluviales []
- Unidad Chicharra []
 - Palvarin []
 - intermedia []
 - Actinolita []
 - Apala []
 - Caliente []
- Diabasa []
- Párfido dacítico []
- Granodiorita []

| | | | |
|-----|---------|---|----------------|
| TOP | FOP | COMPAÑIA MINERA PATIVILCA S.A - MINA RAUL | Codigo |
| DIB | MRC | GEOLOGIA DEL NIVEL -65 | Folio N° |
| GEO | REP-RFP | | 06 |
| REV | ACN | | Escala 1/5,000 |



| | | | | |
|------|---------|--|----------------|-------------|
| TOP | FDP | COMPANIA MINERA PATIVILCA S.A. - MINA RAUL | | Codigo |
| DIB | MRC | GEOLOGIA DEL NIVEL -100 | | Plano N° 07 |
| GFO. | REP-RFP | | | |
| REV | ACN | Escala 1/5,000 | Fecha 31-12-85 | |

3.2 DESCRIPCIÓN DEL SISTEMA DE EXPLOTACION

3.2.1 INTRODUCCION

En la mina Raúl, de la Cía. Minera Pativilca S.A., actualmente se extrae el mineral mediante 3 métodos de explotación.

- a) Mecanizado
- b) Convencional
- c) Semi mecanizado

La mina Raúl, en 20 años de operación continua ha pasado por varias etapas, las mismas que significaron aumentos en su escala de producción hasta llegar a tratar actualmente 1,100 TM/día de mineral. El planeamiento a corto plazo indica un aumento a 1200 TM/día y a mediano plazo debe ser de 1,600 TM/día.

Desde sus inicios hasta 1,974 la explotación se ejecutaba mediante el sistema convencional, empleándose el método de acumulación dinámica.- En 1,975 entró en funcionamiento una rampa preparada para la extracción de mineral, eliminándose totalmente el sistema de piques, en 1976 se dió comienzo al tajo abierto al aumentar la capacidad de tratamiento a 900 TM/día, y por último en 1980 se dió inicio al sistema de explotación mecanizada en actual producción.

3.2.2 EL SISTEMA DE EXPLOTACION MECANIZADO

El sistema mecanizado utiliza el método de explotación de DERRIBO POR SUB-NIVELES el cual ha sido implementado con la perforación en anillos, considerándose la voladura como aceptable, toda vez que los resultados de control indican que solamente el 5% del material necesita perforación y voladura secundaria y el grado de dilución de 5% es reducido para una explotación masiva.

De acuerdo al planeamiento a largo plazo la tendencia de la mina es a seguir mecanizándose, toda vez que existen recursos minerales que lo facilitan, y en segundo lugar insistir constantemente en levantar la productividad y bajar o mantener los costos.

A.- DESCRIPCION DEL METODO

El método de derribo por sub-niveles en actual ejecución se describe como la preparación de accesos al cuerpo mineralizado, sub-niveles para la preparación de taladros largos, acarreo, puntos de carguio y extracción, la construcción de caras libres para el derribo del mineral y labores de servicios y hechaderos de mineral. La secuencia está en función del planeamiento elaborado previamente.

B.- ACCESOS Y SUB-NIVELES

La separación entre sub-niveles tiene un promedio de 20 mts., en razón a los trabajos ya existentes y las características del vagón perforador.

Los accesos están constituidos por 2 rampas (Rampa Fico y Rampa Wilcox), de dimensiones 4.5 x 4 mts., iniciándose en superficie dentro del tajo abierto, aprovechando el desnivel de los avances del mismo y conectándose luego a galerías de 3.5 x 3 mts.; que corren paralelas al rumbo del cuerpo en la caja piso (Ver Fig. 3). Y otros muy ligeros en la caja techo. Los sub-niveles están formados por la gama de cruceros al cuerpo mineralizado entre ambas cajas sus dimensiones son de 3.0 mts. x 3.0 mts.

Se han diseñado 6 sub niveles, 4 para la perforación 40, 20, 0 y -21, el 46 para los puntos de carguío y acarreo de los scooptrams y el -65 de extracción para los volquetes. Ver Fig. Nº 2

C. - SECUENCIA DE EXPLOTACION

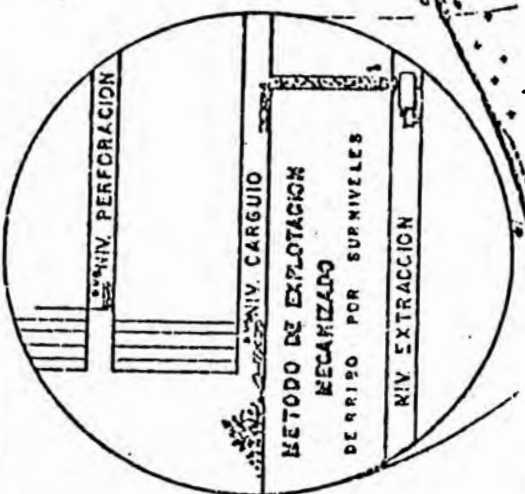
Para sistematizar la explotación, el cuerpo mineralizado ha sido dividido en 6 blocks verticales transversales al rumbo entre ambas cajas. La secuencia de explotación está dirigida a formar provisionalmente dos cámaras y un pilar central. El derribo tiene 2 direcciones, la primera de los blocks 1 y 6 hacia el centro de ellos y la segunda de la línea longitudinal escogida para abrir la cara libre vertical de arranque hacia las cajas techo y piso, siendo el block 4 el último en derribarse. Ver Fig. Nº 2 y 3. Esta secuencia está dirigida a evitar subsidencias por posibles concentraciones de esfuerzos y obtener un mayor número de frentes de trabajo, para hacer un mejor blending del mineral (Balance de ley).

FIGURA N°1

E-18 800

E-10 400

H-10 200



ALUVIAL

U. POLVORIN

TAJO ABIERTO

POLVORIN

RAMPA WILCOX

RAMPA PICO

U. INTERMEDIO

U. INTERMEDIO

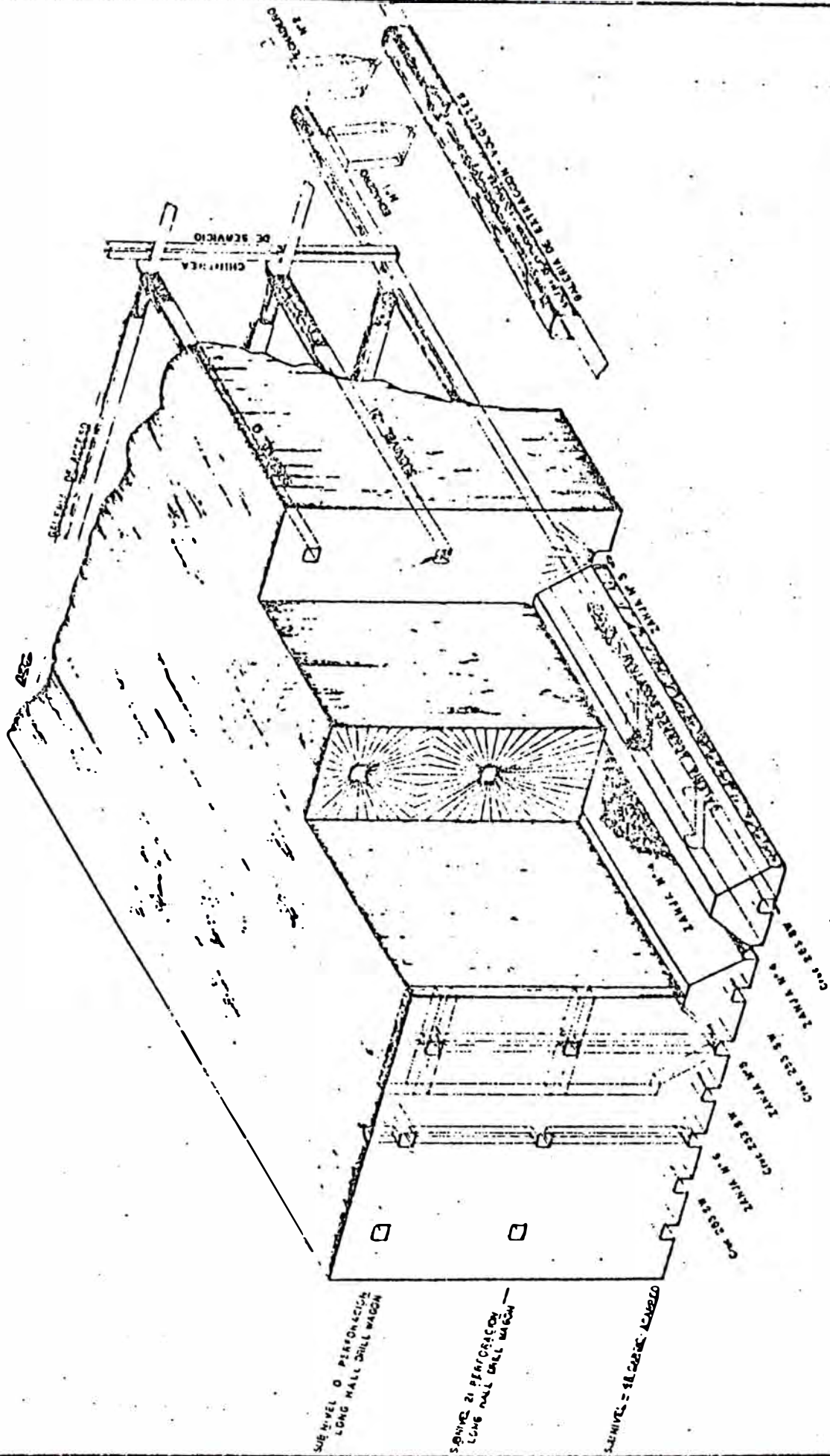
CUERPO INTERMEDIO CENTRAL

U. INTERMEDIO

U. INTERMEDIO

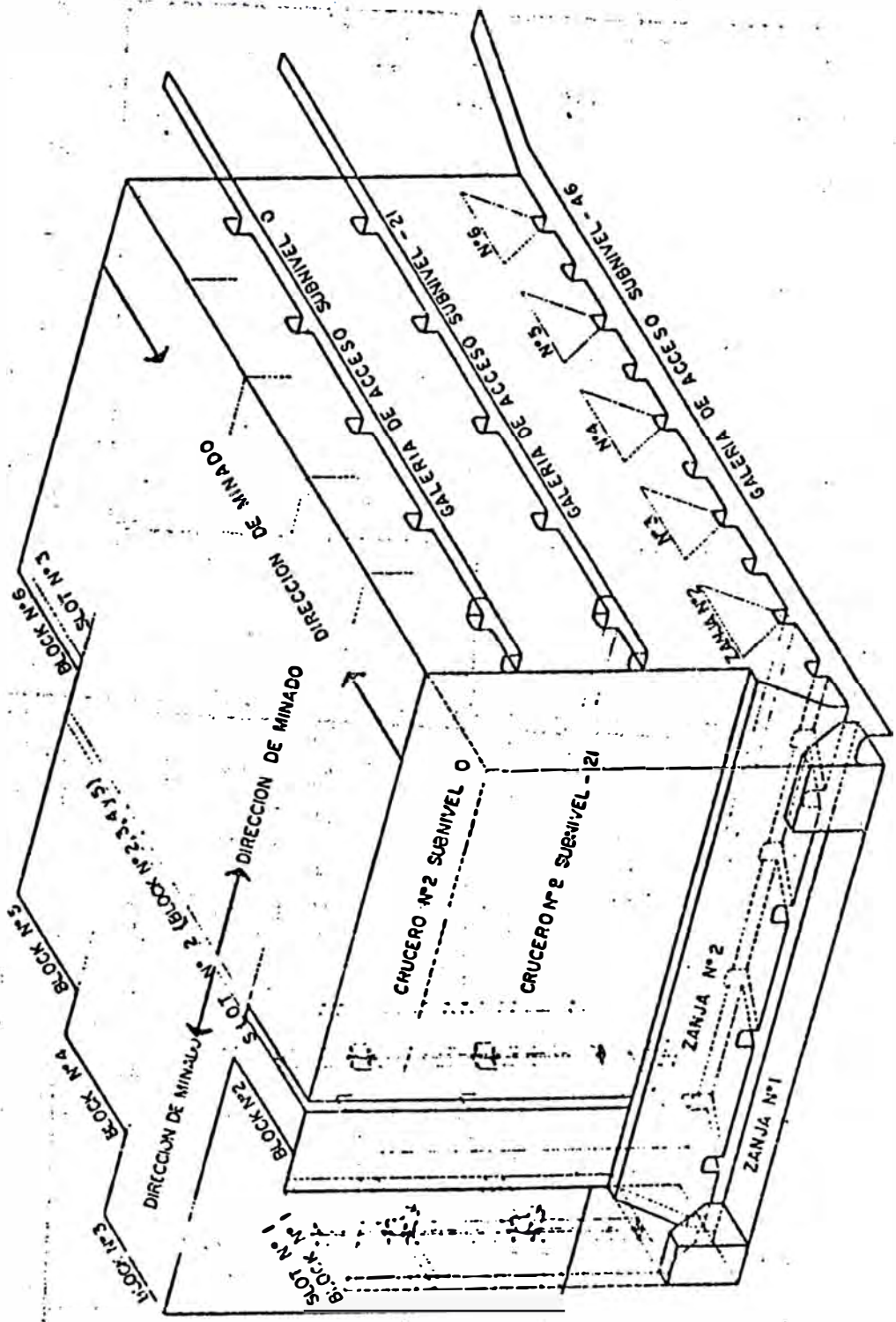
U. INTERMEDIO

UNIDAD ESTADISTICAS INTERMEDIO
UBICACION DEL CUERPO "INTERMEDIO CENTRAL"



SECUENCIA DE EXPLOTACION MECANIZADA CON ANILLOS DE PERFORACION

FIGURA Nº 3



SECUENCIA DE PREPARACION DEL DERRIBO POR SUBNIVELES

D.- DERRIBO DEL MINERAL

El derribo del mineral es función de las 2 caras libres de arranque necesarios, la primera que además forma una cámara tubular vertical (SLOT), y la otra que viene a estar representado por un zanja horizontal. El procedimiento para el derribo del mineral es el siguiente: Ver Fig. Nº 2 y 3

- a) Paralelo al acarreo, sub nivel 46 y a 10 mts. de separación se prepara el crucero receptor del mineral al cual son conectados los puntos de carguío (Draw Points).
- b) A lo largo del crucero receptor se levanta una zona cuya figura geométrica de una sección transversal viene a ser un triángulo isóceles con una base de 14 mts. y el ángulo agudo para abajo, seccionado en el mismo extremo haciendo una base menor de 3 mts., la altura es de 10 mts.; esto se consigue con la perforación en abanicos hacia arriba.
- c) En un lugar adecuado a lo largo de la zanja se levanta una chimenea de 2 x 2 mts., comunicando a todos los sub niveles de perforación de blocks.
- d) En la intersección de chimenea y subniveles, transversal y a ambos lados de estos últimos se preparan 2 galerías de 3 x3 mts. y 10 mts. de largo, límites del block.

- e) En estas galerías y teniendo como centro la chimenea se perfora los taladros entre sub-niveles cuya voladura posterior deja abierta la cámara vertical o slot de arranque quedando listo para el inicio de la perforación y voladura de los primeros anillos.
- f) En la secuencia del derribo del mineral primero se derriban los anillos inferiores, hasta abrir un sistema de gradines invertidos, la razón de esto es el balance de ley (Blending) del mineral. (Ver Fig. N° 4).

E.- PERFORACION DISTRIBUIDA EN ANILLOS

Antes de proceder al diseño de los anillos se hicieron pruebas de perforación con la finalidad de definir algunos parámetros, entre ellos el diámetro de los taladros, longitud, espaciamiento tope y entre anillos. Ver Fig.- N° 6

a) DIAMETRO DEL TALADRO

El diámetro de la broca que se utiliza es de 2 pulgadas, que guarda relación con el equipo de perforación, facilita el carguío de explosivos y evita parcialmente la concentración del mismo.- El comportamiento de la roca con este diámetro es aceptable, si se considera que los taladros deben permanecer limpios, sin derrumbes interiormente para poder ser cargados.

b) LONGITUD DE LOS TALADROS

La longitud adecuada de los taladros varia hasta un máximo de 14 mts. el mismo que presenta un desviamiento de 1%, cantidad que permite ejercer un buen control de la perforación y carguío de los taladros.- Para longitudes mayores se ha observado que la desviación aumenta rapidamente y los resultados de la voladura no son eficientes, debido a que en los extremos no se consigue la densidad de carga conveniente.

c) ESPACIAMIENTO TOPE

El espaciamiento tope es de 2 mts., medidos perpendicularmente entre taladros, pero en una sola dirección.

El fracturamiento obtenido es una de las razones de esta medida.- Consecuentemente el número de taladros no es rígido, más aún cuando la perforación alcanza los límites del campo.- Sin embargo el área de perforación más frecuente es de 20 x 22 mts., haciendo un promedio de 38 taladros

d) ESPACIAMIENTO ENTRE ANILLOS

La separación del que mejor resultado se ha obtenido es de 1.5 mts.; donde también el adecuado fracturamiento resultante es la razón de tomar como parámetro esta medida.- Las pruebas comenzaron con medidas de 1.0 mts. y se fueron aumentando paulatinamente, si se considera el espaciamiento tope entre taladros la malla representativa será de 2.0 x 1.5 mts.

e) AREA DE LA MALLA DE PERFORACION

El resumen de considerar los parámetros de diseño de los anillos, es el área representativa expuesta para la perforación, dado por el ancho del block de 20 mts. por 25 mts. verticales, estas dimensiones varían solamente en los extremos del cuerpo.

F.- PERFORACIONa) EQUIPO

El equipo está formado por un vagón perforador LONG HALL DRILL WAGON (LHDW) para taladros largos con una perforadora cuyo consumo es de 350 pies cúbicos/minuto.

Brocas de 2 pulgadas (51 mm.) con inserto en cruz

Barras segmento de 1 1/4 pulgadas por 4 pies

Coplas de 1 1/4

Adaptadores de culata de 1 1/4"

La velocidad de la perforadora es de 0.25 mts./minuto y el rendimiento por hora es de 4 mts./hora, siendo esta una función del operador.

b) PERFORACION EN SLOTS Y ZANJAS

La perforación en Slots corresponden de la cara libre vertical tanto hacia arriba como hacia abajo de malla 1.0 x 0.80 mts. y longitud de taladros de 10 a 12 mts.

La instalación del vagón perforador tiene que hacerse independientemente para cada taladro obteniéndose un avance por guardia de 29.3 metros.- Este tipo de perforación solamente se hace en el momento de la preparación del tajeado.

En la zanja de recepción descrito en el acápite derribo del mineral, la malla adecuada es de 1.5 mts. x 1.0 mts., la primera dimensión corresponde a la separación entre taladros y la siguiente entre abánicos, el promedio de metros perforados por guardia es de 36.6, las necesidades de este tipo de perforación es solamente para abrir la zanja de recepción de cada block.

G.- VOLADURA

a) EQUIPO

Está formado únicamente por un cargador neumático el mismo que tiene un depósito para 100 kgs. de ANFO, permitiendo una gran velocidad de carguío, lleva de accesorios mangueras de 1 1/2" x 25 metros de largo.

El personal empleado para la voladura tiene varios años de experiencia en el manipuleo del ANFO ya que al iniciarse la explotación mecanizada fué derivado del tajo abierto

b) EXPLOSIVOS

Son los empleados convencionalmente : ANFO, cordón detonante 10P, dinamita como primer y retardo de 25 milisegundos.- El factor de potencia obtenido hasta el mes de diciembre es de 0.328 Kgs. de explosivo/tonelada rota; siendo este resultado de la aplicación de una distribución diseñada en la columna explosiva.

Si a esto se adiciona los consumos de dinamita en voladura secundaria de 0.04 Kg./tonelada rota, el factor potencia sería de 0.368 Kg/tonelada.

H.- ACARREO Y EXTRACCION

a) ACARREO

El equipo está formado por tres cargadores de bajo perfil (scooptram) de 3 1/2 yardas cúbicas, cuya capacidad efectiva considerando la densidad y esponjamiento del mineral es de 4.0 toneladas.

Las distancias de acarreo varían entre 100 y 140 metros, medidos entre los puntos de carguío y los hechaderos y tienen un rendimiento de 50 Toneladas/hora, con tendencia a subir cuando se intensifique aún más el volumen de producción de la explotación mecanizada.

b) EXTRACCION

El equipo de extracción está constituido por camiones de 10 metros cúbicos con una capacidad efectiva de 12 toneladas.- Siendo en su totalidad alquilados bajo la modalidad del costo por tonelada transportada.

Las distancias de recorrido son de 900 mts. hasta la planta de tratamiento y 2,000 mts. hasta los botaderos, medidas desde los hechaderos preparados para el cuerpo "Inter-medio Central".

3.3 PLANEAMIENTO DE MINADO EN LA MINA RAUL

A) DEFINICION DE PLANEAMIENTO

a) DEFINICION:

Una definición de planeamiento es la del establecimiento de metas, políticas y procedimientos para una unidad social o económica. Control se refiere al ejercicio de influencias limitadoras o directivas sobre la producción. Si combinamos estas definiciones, obtenemos la secuencia de planeamiento y control de la producción en una tentativa de lograr algún propósito. No nos interesa tan solo determinar como pueden realizarse de una manera lógica tales procesos, sino también como pueden diseñarse sistemas eficientes de planeamiento y control.

b) PLANEAMIENTO MINA

El objetivo principal del planeamiento de minado está orientado a lograr que la explotación del yacimiento se realice en forma óptima dentro de un periodo razonable y de acuerdo a un plan de inversiones conveniente.

Para el efecto y basándose en la información geológica existente se preparan planeamientos a largo plazo, que comprenden periodos operativos de uno, cinco y diez años. También se preparan planes a corto plazo para periodos mensuales y trimestrales.

El planeamiento de la explotación en una mina ya sea a cielo abierto o subterráneo es muy complejo, pues intervienen en el numerosos factores; los cuales para poder aplicarlos es necesario llevarlos a un grado óptimo, para cumplir así con el objetivo del planeamiento, que consiste en obtener la mayor producción posible al menor costo.

B) PLANEAMIENTO OPERACIONAL EN LA MINA RAUL DE LA COMPAÑIA MINERA PATIVILCA S.A.**a) ORGANIZACION**

El planeamiento operacional en la mina Raúl de la Cia. Minera Pativilca S.A. es organizado por el Superintendente General de la mina y los jefes de mina, en coordinación con las demás secciones de la unidad: Geología, Planta Concentradora, Mantenimiento y Relaciones Industriales.

El planeamiento se hace tomando como base el programa de ventas de la compañía, la capacidad de planta y tomando en cuenta la ley del año anterior y la ley de reservas.

El planeamiento se hace a largo, mediano y corto plazo.

El planeamiento a largo plazo comprende un periodo de no menos de 5 años.

El Planeamiento a mediano plazo, comprende un periodo de 1 año; y el planeamiento a corto plazo es de 3 meses a un mes como mínimo.

El planeamiento se inicia con la lectura de los acuerdos tomados en la reunión anterior, mostrando los resultados y logros en forma breve.

b) GEOLOGIA

Este tópico es sumamente importante, debido a que la empresa se preocupa intensamente por la exploración y desarrollo, esto queda de manifiesto por una permanente investigación geológica; en esta parte del planeamiento se revisan las reservas de mineral y se discuten los resultados de los avances en exploración, desarrollos y perforaciones diamantinas y las variaciones del inventario del mineral. La exposición se realiza utilizando planos, secciones slides, etc.

c) MINA

El Departamento de minas analiza los resultados de los avances de exploraciones y desarrollos desde el punto de vista minero y hace además una evaluación del rendimiento del personal de la empresa estableciendo estándares de consumo de barrenos, brocas, explosivos, etc. y un control de eficiencia.

La producción es analizada por secciones, por vetas y por el método de explotación y se comparan con lo planeado. Se establece además estándares y eficiencias que permiten a la empresa un mayor control de los insumos, mano de obra y explotación racional de los recursos.

Los proyectos mineros y el establecimiento de nuevas técnicas o el uso de equipos nuevos, con el objeto de mejorar la productividad y bajar costos son también expuestos y discutidos.

d) PLANTA CONCENTRADORA

En los últimos 6 meses la planta concentradora de la mina Raúl a incrementado su capacidad de tratamiento de 1050 TM a 1100 TM/día y se vienen realizando constantes estudios para mejorar el rendimiento de la misma y para mejorar la calidad de los concentrados.

En lo referente a la operación de la planta concentradora de la mina Raúl, se establecen estándares de consumo de reactivos, aceros, energía y materiales en mantenimiento, se realizan estudios económicos, con el objeto de obtener mejores rendimientos en la comercialización (Ejemplo: precios v.s. recuperación; precios v.s. ley de concentrados; precios v.s. radio de concentración).

e) SERVICIOS GENERALES

Dentro de este ítem se considera a los departamentos de Mantenimiento Electro Mecánico, Ingeniería y Servicios Administrativos, todos estos departamentos son considerados como aspectos muy importantes dentro de la producción.

La energía es un ítem muy importante para los costos de producción en la mina Raúl de la Cia. Minera Pativilca S.A., en este sentido se lleva un control minucioso de la generación y consumo, se están estableciendo programas de mantenimiento y mejoras en la distribución de energía.

f) PERSONAL

En el planeamiento de minado que se realiza en la mina Raúl se considera como un factor sumamente importante la administración del personal así como el apoyo del mismo.

Es así como se lleva un control muy detallado de la utilización de la mano de obra y se busca tener mejor organizado el personal para realizar los planes que se propone la compañía.

Los conflictos laborales pueden hechar por tierra todo esfuerzo que se haga por salir adelante, es por esto que dentro de los planteamientos propuestos en el planeamiento de la mina Raúl se considera un programa de acciones tendientes a aliviar las tensiones propias de una operación minera (Tales como: deportes, recreación, capacitación, etc.). Estos programas deben cumplirse y los resultados del trimestre se evalúan en cada exposición.

En las sesiones de planeamiento también se mencionan los aspectos de seguridad y bienestar (vivienda, hospital, mercantil, ayuda a la Comunidad, etc.).

C) PROGRAMA DE PRODUCCION PARA 1987 - 1988

a) GEOLOGIA

Continuando la misma política de años anteriores al programa de exploración para los años 1987 - 1988 tiene la finalidad de reemplazar las reservas extraídas y se han trazado como metas, perforar con diamantina (Diamond Drill) 7440 mts. en 1987 y 6360 mts. en 1988, en las mismas estructuras mineralizadas de mantos y brechas distribuidas en:

| | <u>1987</u> | <u>1988</u> |
|--------------------------------------|-------------|-------------|
| PERFORACION EN SUPERFICIE (mts.) | 2400 | 2400 |
| PERFORACION SUBTERRANEA (mts.) | 4800 | 3600 |
| ACCESOS PARA PERF. DIAMANTINA (mts.) | 240 | 260 |

b) MINA

Los programas de producción para 1987- 1988 tienen como metas 375,003 toneladas de mineral con un ley promedio de 1.75 % Cu. por año y 1,980 mts. - 1,920 mts. de acceso, desarrollos y preparaciones respectivamente. La extracción de mineral provera de las tres fuentes de explotación en 1987 y de dos fuentes en 1988 por la terminación de la explotación del Tajo Abierto, como puede observarse en el siguiente cuadro:

| | 1987 | | | 1988 | | |
|--------------|--------|------|-----------|--------|------|-----------|
| | TONS. | LEY | PARTICIP% | TONS | LEY | PARTICIP% |
| CONVENCIONAL | 182636 | 1.93 | 49 | 179826 | 1.92 | 48 |
| TAJO ABIERTO | 23424 | 1.43 | 6 | ---- | ---- | ---- |
| MECANIZADO | 168940 | 1.59 | 45 | 195174 | 1.60 | 52 |
| | 375000 | 1.75 | 100 | 375000 | 1.75 | 100 |

c) PLANTA CONCENTRADORA

El volumen de tratamiento y resultados de la operación para los años de 1987 y 1988 se han determinado en base a la maximización y optimización de la planta que debe lograrse en 1987 considerando el tiempo real de operación 96 % del tiempo físico.

Las metas físicas se detallan a continuación:

| | <u>UNIDAD</u> | <u>TOTAL</u> |
|------------------------|---------------|--------------|
| MINERAL TRATADO | | |
| - Tiempo de operación | horas | 8411 |
| - Volumen Tratado | T.M.S. | 375000 |
| - Ley de Cu. | % | 1.75 |
| - Recuperación | % | 87.0 |

PRODUCCION DE CONCENTRADO

| | | |
|---------------|---------|-------|
| - Peso Húmedo | T.M.H. | 25810 |
| - Peso Seco | T.M.S. | 22840 |
| - Leyes Cu. | % | 25.0 |
| Ag. | onz/TMS | 1.85 |
| Au. | GR/TMS | 6.95 |

CONTENIDO DE FINOS

| | | |
|-------|------|------------|
| Cobre | LBS. | 12'589,400 |
| Plata | ONZ. | 42,254 |
| Oro | KGS. | 158.737 |

d) RECURSOS

Para la operación de los años 1987 - 1988 se han considerado los siguientes recursos.

- ENERGIA

Los KW-H presupuestados están estimados de acuerdo a las necesidades de la producción, considerando un total de 15'340,000 KW-h, para 1987 -1988.

- AIRE COMPRIMIDO

El consumo de aire comprimido se ha estimado en 1950 pies³/min.- En base a la cantidad de máquinas neumáticas que se requieren en la operación.

La capacidad instalada de 4,200 pies³/min. cubre las necesidades.

D) MEZCLA DE MINERALES (BLENDING)

En la explotación minera es frecuente efectuar mezclas de mineral provenientes de varios frentes de trabajo (bancos, tajeos, etc.). La calidad del mineral cuantificable por las variables: "Ley de cabeza", "Contenido de Impúresas", "Peso específico", "Forma de Tratamiento", "Contenido de Humedad", etc., varía de un frente a otro.

Para un eficiente beneficio de los minerales (buena recuperación y productos de buena 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.

Nuestro objetivo será producir mineral de buena calidad, que nos proporcione una mayor utilidad o una producción con el menor costo de minado.

En la presente tesis se aplica la programación lineal en el problema de mezcla de minerales de cobre en la mina Raúl de la Cía. Minera Pativilca S.A..

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

Durante la explotación se puede efectuar mezclas de mineral de calidades distintas con el fin de obtener un producto cuya calidad esté dentro de los límites de control.

3.4 APLICACION DEL MODELO MATEMATICO AL PLANEAMIENTO EN LA MINA RAUL

A) PRESENTACION DE LOS DATOS

a) FUNCION OBJETIVO

La contribución en cada tajeo está dada por el precio de la libra de cobre (0.60 US\$/lb) multiplicada por 2205 lb/ton. y por la ley de cabeza de cada tajeo, restándole a este resultado el costo de producción (Ver tabla Nº 9).

b) RESTRICCIONES POR RESERVAS DE MINERAL

Las reservas de mineral de cada tajeo han sido tomadas del inventario de reservas de mineral para el año 1987 de la mina Raúl de la Cía. Minera Pativilca S.A. (Ver cuadro Nº 2)

c) RESTRICCIONES POR CAPACIDAD DE PERFORADORAS

c.1 RESTRICCIONES PARA JACK-LEGS (Perforadoras convencionales).

Las perforadoras Jack-Leg (Marca TOYO) son usadas generalmente en la sección convencional de la mina y sus estándares y disponibilidad son mostradas en el cuadro N^o 3.

Estos índices han sido calculados en bas al infome mensual de la Superintencia de la min Raúl del 5 de diciembre de 1986 (Ver anexo 1.)

c.2 RESTRICCIONES PARA EL LONG HOLE DRILL WAGON (LHDW)

Esta perforadora es usada en la sección mecanizada de la mina y en algunos tajeos de la sección convencional.

Las especificaciones tomadas para el modelo se muestran en el cuadro N^o 4.

c.3 RESTRICCIONES PARA EL TRACK DRILL

El Track Drill (Cuto-Track) era usado en el Tajo Abierto (Open Pit) de la mina pero debido a que en el tajo abierto ya no se trabaja, ahora se le utiliza en la sección semimecanizada de la mina y en algunos casos en la sección convencional.

Las especificaciones se muestran en el cuadro N^o 5

c.4 RESTRICCIONES PARA EL JUMBO

El jumbo es usado en algunos tajeos de la sección convencional y en mayor porcentaje en el desarrollo de galerías y cruceros.

Sus especificaciones se muestran en el cuadro N^o 6

d) RESTRICCIONES POR DISPONIBILIDAD DE HORAS-HOMBRE

Aquí se ha considerado el promedio total de horas-hombre que es necesario en 3 meses para cumplir con la producción programada.

El coeficiente (STDHH) es calculado en base al número de horas-hombre contabilizadas trimestralmente y al tonelaje producido en ese mismo período.

Las especificaciones se muestran en el cuadro N^o 8.

e) RESTRICCIONES POR CAPACIDAD DE ACARREO (SCOOP TRAM)

En la mina Raúl se realiza el acarreo utilizando tres scoop trams de 3 1/2 Yd³ de capacidad de cuchara y son usadas generalmente en la sección convencional y en la sección mecanizada de la mina.

Las especificaciones para ambas secciones pueden observarse en el cuadro N^o 7.

f) RESTRICCION POR LEYES EN MINA

Tanto la ley máxima como la ley mínima de tratamiento han sido proporcionadas por la jefatura de la planta concentradora y son las siguientes:

LEY MAXIMA DE TRATAMIENTO DE LA CONCENTRADORA =2.30%Cu

LEY MINIMA DE TRATAMIENTO DE LA CONCENTRADORA =1.40%Cu

g) RESTRICCION POR CAPACIDAD DE PLANTA

La capacidad de la planta concentradora es de 1,100 TM/día de mineral, el cual es tratado por el método de FLOTACION.

El coeficiente FACT considerado es de 1 ya que debido a la mecanización el mineral roto es extraído totalmente.

h) RESTRICCIÓN POR PORCENTAJE DE RECUPERACIÓN

El porcentaje de recuperación de la planta concentradora de la mina Raúl es de 86 %.

El tonelaje programado (TONFINOS) para 3 meses que es el período de planeamiento es de 31,800 TM. x 3 meses = 95,400 TM. * 1.73 * 0.86/100 = 1419.36 TM.

La ley de cabeza (LEYi) para cada tajeo está proporcionada en el cuadro de reservas.

i) RESTRICCIÓN REFERENTE A COSTOS

El costo total/tonelada está distribuida de la siguiente manera.

| | | |
|----------------------|-------|-------------------|
| Costo de Minado | = | 6.5 US\$/TON |
| Costo de Tratamiento | = | 7.0 US\$/TON |
| Gastos Generales | = | 4.0 US\$/TON |
| Gastos Financieros | = | 5.0 US\$/TON |
| COSTO TOTAL | = | 22.5 US\$/TON |

Este es el costo total promedio para la mina.

CUADRO Nº 1

CLASIFICACION DE LOS TAJEOS POR ESTRUCTURA Y

METODO DE EXPLOTACION

| ESTRUCTURA | NIVEL | LABOR | CUENTA | SISTEMA DE EXPLOTACION |
|------------|-------|---------|---------|------------------------|
| POLVORIN | B75 | T 100 | 9130411 | SEMIMECANIZADO |
| INTERMEDIO | | | | |
| CENTRAL | B2 | | 9130401 | MECANIZADO |
| | B3 | | 9130401 | MECANIZADO |
| | B5 | | 9130401 | MECANIZADO |
| INTERMEDIO | | | | |
| NORTE | B8-9 | T 277-F | 9110402 | CONVENCIONAL |
| | B8 | T 143-B | 9030411 | SEMIMECANIZADO |
| INTERMEDIO | | | | |
| NORTE 1 | 0 | T 90 | 9110402 | CONVENCIONAL |
| | | T 55 | 9110402 | CONVENCIONAL |
| | 0 | T 74 | 9110402 | CONVENCIONAL |
| INTERMEDIO | | | | |
| NORTE PISO | -35 | T 267 | 9110402 | CONVENCIONAL |
| BRECHA 6 | | | | |
| | -100 | T 129 | 9110402 | CONVENCIONAL |
| BRECHA 9 | | | | |
| | +40 | T 04 | 9110402 | CONVENCIONAL |
| | 0 | T 325 | 9110402 | CONVENCIONAL |
| | +50 | T 06-6 | 9110402 | CONVENCIONAL |
| | B110 | T 143 | 9110402 | CONVENCIONAL |
| | -65 | T 140 | 9110402 | CONVENCIONAL |
| BRECHA | | | | |
| 1,2,3,4,,5 | -100 | T 219 | 9110402 | CONVENCIONAL |
| VETAS | | | | |
| | -100 | T 222 | 9110402 | CONVENCIONAL |
| INTERMEDIO | | | | |
| SUR | +40 | T 559 | 9110402 | CONVENCIONAL |

CUADRO Nº 2

RESERVAS PROBADAS DE MINERAL POR ESTRUCTURA Y POR

TAJEO

| ESTRUCTURA | TAJEO | RESERVAS TONELADAS | LEY (Cu) % |
|--------------------------|-------|-----------------------|---------------|
| POLVORIN | X1 | 40000 | 1.85 |
| INTERMEDIO CENTRAL | X2 | 31332 | 2.00 |
| | X3 | 185080 | 1.96 |
| | X4 | 199388 | 1.82 |
| INTERMEDIO NORTE | X5 | 99232 | 1.89 |
| | X6 | 104944 | 1.96 |
| INTERMEDIO NORTE 1 | X7 | 65240 | 1.03 |
| | X8 | 20128 | 1.79 |
| | X9 | 43960 | 2.04 |
| INTERMEDIO NORTE PISO | X10 | 47600 | 1.79 |
| BRECHA 6 | X11 | 35220 | 2.25 |
| BRECHA 9 | X12 | 12749 | 2.04 |
| | X13 | 19140 | 1.79 |
| | X14 | 30950 | 2.04 |
| | X15 | 20000 | 2.04 |
| | X16 | 68667 | 2.04 |
| BRECHA 1,2,3,4,,5 | X17 | 25000 | 2.16 |
| VETAS | X18 | 11110 | 2.19 |
| INTERMEDIO SUR | X19 | 41826 | 1.89 |

CUADRO Nº 3

ESTANDARES DE PERFORACION DE LAS PERFORADORAS

CONVENCIONALES TIPO JACK-LEG

| <u>TAJEO</u> | <u>COEFICIENTE</u> | <u>JACK-LEG</u> <u>GUARDIA</u> | <u>TONELAJE</u> |
|--------------|--------------------|-----------------------------------|-----------------|
| X5 | 0.7 | 9,000 | 13,586.04 |
| X7 | 0.9 | 9,000 | 9,928.26 |
| X8 | 1.4 | 9,000 | 6,270.48 |
| X10 | 1.7 | 9,000 | 5,225.40 |
| X13 | 3.4 | 9,000 | 2,612.70 |
| X14 | 5.7 | 9,000 | 1,567.62 |
| X16 | 3.4 | 9,000 | 2,612.70 |
| X17 | 2.9 | 9,000 | 3,135.24 |
| X18 | 4.3 | 9,000 | 2,090.16 |
| X19 | 2.1 | 9,000 | 4,180.32 |
| | | 90,000 | 51,208.92 |

CUADRO Nº 4

**ESTANDARES DE PERFORACION PARA LA
PERFORADRA LONG-HOLE**

| <u>TAJEO</u> | <u>COEFICIENTE</u> | <u>LONG-HOLE</u> <u>GUARDIA</u> | <u>TONELAJE</u> |
|--------------|--------------------|------------------------------------|-----------------|
| X2 | 2.0 | 16,000 | 8,000 |
| X3 | 1.6 | 16,000 | 10,000 |
| X4 | 3.2 | 16,000 | 5,000 |
| X12 | 2.3 | 16,000 | 7,000 |

La producción (tonelaje) Promedio se ha tomado de los programas de producción mensuales (Octubre-
Noviembre) de la Mina "Raúl)

CUADRO Nº 5

**ESTANDARES DE PERFORACION PARA LA
PERFORADRA TRACK DRILL**

| <u>TAJEO</u> | <u>COEFICIENTE</u> | <u>TRACK DRILL</u> <u>GUARDIA</u> | <u>TONELAJE</u> |
|--------------|--------------------|--------------------------------------|-----------------|
| X1 | 2.4 | 12,000 | 5,000 |
| X6 | 6.0 | 12,000 | 2,000 |
| X15 | 4.0 | 12,000 | 3,000 |

CUADRO Nº 6

ESTANDARES DE PERFORACION DEL JUMBO

| TAJEO | COEFICIENTE | JUMBO-GD. | TONELAJE |
|-------|-------------|-----------|----------|
| X9 | 2.0 | 7,200 | 3,600 |
| X11 | 4.0 | 7,200 | 1,800 |

CUADRO Nº 7

CAPACIDAD DE ACARREO DE LOS SCOOP TRAMS

| TAJEO | COEFICIENTE | SCOOP-GDIA | TONELAJE |
|--------------|-------------|------------|----------|
| CONVENCIONAL | 1.6 | 100,000 | 61,269 |
| MECANIZADO | 2.2 | 35,000 | 15,771 |

CUADRO Nº 8

ESTANDARES DE HORAS HOMBRE

| TAJEO | S T O H H |
|-------|-----------|
| X1 | 6.8 |
| X2 | 3.7 |
| X3 | 6.7 |
| X4 | 0.7 |
| X5 | 5.4 |
| X6 | 6.8 |
| X7 | 4.6 |
| X8 | 3.0 |
| X9 | 3.8 |
| X10 | 2.7 |
| X11 | 2.0 |
| X12 | 2.0 |
| X13 | 1.4 |
| X14 | 0.9 |
| X15 | 2.7 |
| X16 | 1.4 |
| X17 | 1.7 |
| X18 | 0.9 |
| X19 | 2.0 |

N.H.H. = 363332.7 Horas Hombre

** Datos tomados de los informes de la Superintendencia de la Mina "Raúl"

CUADRO Nº 9

CONTRIBUCION DEL MINERAL POR TONELADA

| TAJEO | VALOR DEL MINERAL | COSTO MINIMO PROMEDIO | CONTRIBUCION |
|-------|-------------------|-----------------------|--------------|
| X_i | US \$/TM | US \$/TM | US \$/TM |
| X1 | 24.5 | 22.5 | 2.0 |
| X2 | 26.5 | 22.5 | 4.0 |
| X3 | 24.1 | 22.5 | 3.4 |
| X4 | 25.1 | 22.5 | 1.6 |
| X5 | 25.9 | 22.5 | 2.6 |
| X6 | 24.3 | 22.5 | 3.4 |
| X7 | 27.0 | 22.5 | 1.8 |
| X8 | 23.8 | 22.5 | 1.3 |
| X9 | 27.0 | 22.5 | 4.5 |
| X10 | 23.8 | 22.5 | 1.3 |
| X11 | 29.8 | 22.5 | 7.3 |
| X12 | 27.0 | 22.5 | 4.5 |
| X13 | 23.8 | 22.5 | 1.3 |
| X14 | 27.0 | 22.5 | 4.5 |
| X15 | 27.0 | 22.5 | 4.5 |
| X16 | 27.0 | 22.5 | 4.5 |
| X17 | 28.6 | 22.5 | 6.1 |
| X18 | 29.1 | 22.5 | 6.6 |
| X19 | 25.1 | 22.5 | 2.6 |

B) CORRIDA DEL MODELO MEDIANTE UN PAQUETE PARA MICROCOMPUTADORA

a) INTRODUCCION

Los modelos matemáticos de Programación Lineal 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; este 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 hace sumamente largo y tedioso su resolución por el método simplex, pero gracias a los últimos avances tecnológicos se pueden resolver este tipo de problemas utilizando un "Paquete" para microcomputadora, lo cual facilita enormemente la resolución de los mismos.

Para la resolución del MODELO MINERO DE PROGRAMACION LINEAL, se ha implementado uno de estos paquetes de computadora, este paquete ha sido diseñado para resolver problemas de Programación Lineal y se le ha denominado LP88 (LINEAR PROGRAMMING - 88), el cual puede resolver problemas de hasta 500 variables por 500 restricciones.

Interactive graphics in mine design and evaluation

Wright Engineers Limited (Canada) has been using a sophisticated computer system for mine design and evaluation for some time. The mine design programs are fully integrated with an advanced Computer Aided Drafting (CAD) System provided by Intergraph Corp. (United States). The company employs an Intergraph VAX 750 system for this purpose.

Examples of work recently completed by Wright Engineers using this equipment are wide ranging and cover a large geographical area. At the Getchell refractory gold deposit in northern Nevada, United States, the ore body outlines were loaded onto block models and an ore reserve evaluation completed. This allowed a 3,000tpd open pit mine design to be generated on the system. At the La Berrona iron ore deposit in Spain, Wright Engineers carried out a feasibility study for a 1,400tpd open pit for the owner, Presur. Ore reserves were evaluated and a mine design completed. The work included an examination of iron cut-off grades from drillhole data. At Porgera, in Papua New Guinea, Wright Engineers produced three-dimensional views of the ore body. The ore body shape and development can now be examined at any section and any angle and checked to see if the underground development is in the correct position.

Wright Engineers' mine design system utilises Intergraph's work stations with a colour graphics screen. Three dimensional views of the shapes are easily generated. Plots can be produced using either a Versatec electrostatic plotter for black and white drawings or a pen plotter for



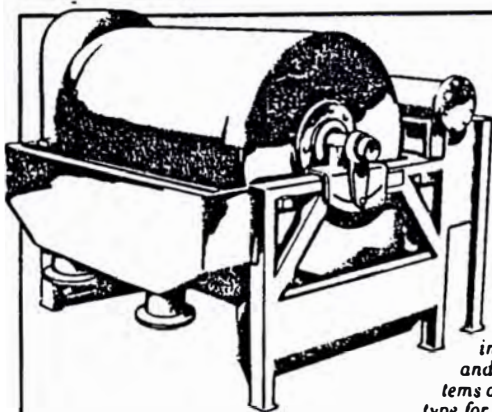
coloured drawings. Wright Engineers' complete suite of programs can perform drillhole analysis, geostatistics, contouring, mineral inventory, open pit design, underground mine design, production scheduling and financial analysis.

For example, the open pit design system uses a three-dimensional block matrix model representing the ore deposit. Blocks are uniform in size and each block can have a series of variables, such as mineral grade values, geological, structural and physical characteristics assigned to it. A net value based on commodity price, operating costs and net smelter return can be calculated for each block. The values of any block can be displayed on one of the CAD screens. The user can rapidly move between levels of the block matrix, input shapes such as geologic outlines at any level and immediately evaluate their contents in terms of ore and

The generation of a colour-filled three-dimensional view of an ore body. The system's capabilities allow information to be fed into the computer from several sources, such as the digitising method shown. Once generated, the view of the ore body can be rotated, and required modifications made at any stage.

waste tonnages, weighted average grades and hardness factors. Shapes from different levels can also be overlaid and displayed on the screen. Geologic or structural outlines can then be used to control the interpolation of values into the blocks.

A pit shape may be drawn on the screen, digitised from a map or automatically generated by the computer given a bench outline to start from. The automatic pit extension program generates pit outlines over a range of benches specified by the user. An initial outline is drawn, on any bench, and wall angles are



SALA Magnetic Wet Separators available with drum dia 916 and 1200 mm

SALA has experience, advanced technology and modern production facilities for the manufacture of equipment for grinding, pumping, mineral dressing, solid/liquid separation and agglomeration. SALA also delivers process systems and packages. SALA is represented world wide. Contact us for further information.

The SALA Magnetic Wet Separators are manufactured in three basic designs; with concurrent, counter-current and counter-rotation tank configurations. The magnet systems are of permanent ceramic material of barium-strontium type for producing high flux and magnetic gradients for maximum recovery.



Sala International AB S-733 90 Sala Sweden
Tel. 0224-132 20 Telex 7536
An Allis-Chalmers Company

COMPUTER PAGE

assigned around the outline. The program then generates the pit outlines over the specified range of benches. The outlines may be generated either upwards to higher levels or downwards to lower levels.

Section or plan views of geological structural information can be displayed and used to determine wall angles or locations. Contour maps of net monetary values and grade values may be displayed and used to assist in defining pit outlines and locations. The pit outlines may be overlaid on top of a bench grade contour map or block grade matrix map.

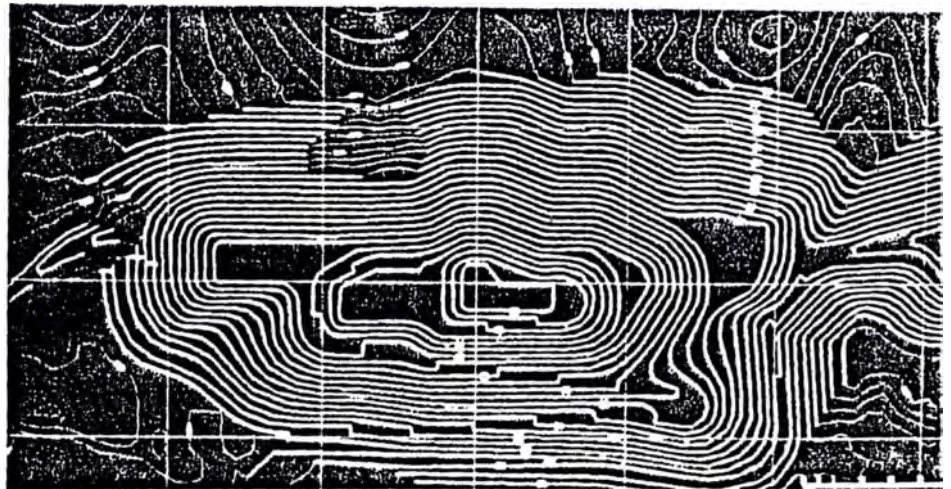
Cut-off grades can be modified at any time, wall angles can be changed and pits can be expanded or contracted and the incremental changes evaluated. Pits may also be moved in any direction and evaluated at each new location.

The pit design system may be used to test manually a series of pit shapes and interactively develop the ultimate pit limits. Several pits can be merged to form a single pit with multiple bottoms. Each pit design is uniquely identified and can be stored for modification at a later date.

Once a pit shape is produced, it can be evaluated in terms of tons of ore and waste at any particular cut-off grade. Mineable ore reserves are listed on the screen for each bench and a hard copy report of the results can be obtained.

The design system can produce a series of sub-pits, within the ultimate pit, which are used for production scheduling. Ore reserve reports can be produced for each sub-pit or a combination of sub-pits with the results immediately displayed on the CAD screens and then printed out as a report.

Sub-pits can be given a sequence and rate of mining, and a yearly production schedule produced. The production schedule shows the sequence of sub-pit



mining, tonnages and grade of the ore and the waste tonnages required to be stripped. A iterations that are required to the sub-pits are made on the CAD screen and new production statistics calculated. This procedure is repeated until target production values are met.

Wright Engineers' automatic road generator can be used to specify haul road requirements. The mining engineer defines the road width, gradient, direction and extent. The program then automatically inserts the road, pushing back the pit walls where applicable, and displays the results on the CAD screen. A report comparing stripping ratios before and after the road is inserted can be produced.

The surface topography can automatically be linked to the bench outlines, thus providing a complete composite picture of the pit and the ground surface. Again, this process is interactive and the results are shown on the CAD screen.

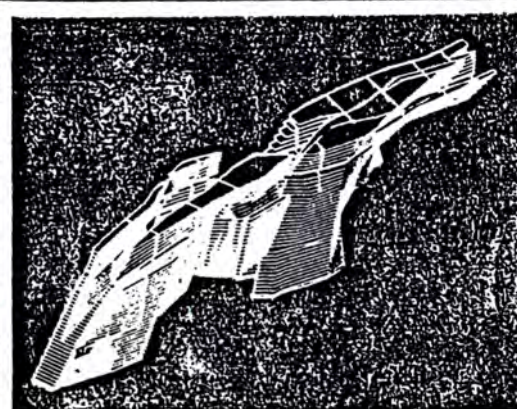
The underground ore body modelling system can also use a block matrix. Another method of orebody evaluation is to define on section the orebody outlines. These outlines are transposed onto predetermined plan evaluations and can then

A bench-by-bench design for an open pit, with the natural topography superimposed. Based on block matrices, the design permits evaluations to be made of the optimum layout and economic criteria, with the facility for changing these parameters at will.

be projected to intermediate levels automatically or manually by the CAD operator. In this way a three-dimensional shape of the ore body is built up. Using the system's graphic capabilities, the three-dimensional view can be colour filled and shaded.

Wright Engineers' capability in the design of underground workings is comparable to that used in the design of open pits. Using two- and three-dimensional views of the ore bodies, it is possible to design underground accesses and workings. Numerous mining configurations can be examined and a complete mining system designed and displayed in three dimensions. The three-dimensional model can be rotated on the screen to allow viewing from any angle.

Wright Engineers. **Circle No.74**
Intergraph. **Circle No.85**



Isometric View of Ore Body Showing 6m Level Intervals



WRIGHT ENGINEERS LIMITED

Consulting & Design Engineers to the Mining,
Mineral Processing & Coal Industries

SPECIALISTS IN

COMPUTER-BASED MINE DESIGN AND FINANCIAL ANALYSIS

Head Office 1444 Alberni Street, Vancouver, B.C., Canada V6G 2Z4
Phone (604) 684-9371 Cable "WRIGHTENG" Telex 04-54367
Toronto Office 801-357 Bay Street, Toronto, Ont., Canada M5H 2T7

Buenos Aires, Argentina; Sydney, Australia; Lima, Peru; Santiago, Chile; Madrid, Spain

El HARDWARE del sistema está constituido por un microcomputador marca RMC tipo PC modelo AT 100% compatible con las IBM de 640 KB de capacidad de memoria RAM y 40 K de memoria ROM, un disco duro marca RMC de 20 megabytes de capacidad de memoria y una impresora marca EPSON modelo FX-185 con capacidad de impresión de 136 caracteres por línea y 160 caracteres por segundo. La capacidad de lectura del drive del Floppy Disk es de 1.2 megabyts.

El SOFTWARE del sistema está constituida por el LP-88 (Linear Programming - 88) el cual está grabado en un diskette (Mini Floppy disk) tipo MDZ-D.

b) EL LP-88 (LINEAR PROGRAMMING - 88)

El LP-88 está constituido por cuatro menus de actividades, que muestran todas las funciones que pueden efectuarse con el paquete, dichos menus son:

- 1.- El MASTER menú.
- 2.- El SETUP menú.
- 3.- El EXECUTION menú.
- 4.- El OUTPUT menú.

Cada uno de estos menus, tienen a su vez diez funciones dichas funciones son manejadas por las teclas F1 a F10 de la computadora.

En el apendice B se da una descripción detallada del funcionamiento del LP-88 (LINEAR - PROGRAMMING 88).

Las figuras 1A, 1B y 1C muestran como es impresa la matriz de restricciones y variables por la computadora.

Las siguientes figuras representan las soluciones proporcionadas por la computadora.

| | X1 | X2 | X3 | X4 | X5 | X6 | X7 | X8 | X9 | X10 | X11 | X12 | X13 | X14 | X15 | X16 | X17 | X18 | X19 | | |
|-------------------------|------|------|------|------|------|------|------|------|------|------|------|------|------|------|------|------|------|------|------|---|---------|
| CONTRIB | 20 | 40 | 3.4 | 16 | 26 | 3.4 | 18 | 13 | 4.5 | 13 | 2.3 | 4.5 | 13 | 4.5 | 4.5 | 45 | 6.1 | 6.6 | 2.6 | | |
| DEMANDA DE LAS MAQUINAS | | | | | 07 | | 09 | 14 | | 17 | | | 34 | 57 | | 34 | 29 | 4.3 | 2.1 | ≤ | 90000 |
| ESTRUC DEL MANTEN | | 20 | 16 | 31 | | | | | | | | 25 | | | | | | | | ≤ | 64000 |
| MANTEN DEL MANTEN | 24 | | | | | 60 | | | | | | | | | 90 | | | | | ≤ | 36000 |
| DEMANDA DEL MANTEN | | | | | | | | | 20 | | 40 | | | | | | | | | ≤ | 14400 |
| DEMANDA DE MANTEN | 22 | 22 | 2.2 | 2.2 | 16 | 2.2 | 1.6 | 1.6 | 1.6 | 1.6 | 1.6 | 1.6 | 1.6 | 1.6 | 1.6 | 1.6 | 1.6 | 1.6 | 1.6 | ≤ | 135000 |
| DEMANDA DE MANTEN | 68 | 37 | 6.7 | 07 | 5.4 | 68 | 4.6 | 20 | 3.8 | 2.7 | 20 | 2.0 | 14 | 0.9 | 2.7 | 1.4 | 1.7 | 0.9 | 2.0 | ≤ | 363327 |
| DEMANDA DE MANTEN | 1.6 | 1.7 | 1.7 | 1.6 | 1.6 | 1.7 | 1.6 | 1.5 | 1.8 | 1.5 | 1.9 | 1.7 | 1.5 | 1.7 | 1.7 | 1.7 | 1.9 | 1.9 | 1.6 | ≤ | 95400 |
| DEMANDA DE MANTEN | 1 | 1 | 1 | 1 | 1 | 1 | 1 | 1 | 1 | 1 | 1 | 1 | 1 | 1 | 1 | 1 | 1 | 1 | 1 | ≤ | 102300 |
| DEMANDA DE MANTEN | 18 | 20 | 2.0 | 18 | 1.9 | 2.0 | 1.8 | 1.8 | 2.0 | 1.8 | 2.2 | 2.0 | 1.8 | 2.0 | 2.0 | 2.0 | 2.2 | 2.2 | 1.9 | ≤ | 219220 |
| DEMANDA DE MANTEN | 18 | 20 | 2.0 | 18 | 1.9 | 2.0 | 1.8 | 1.8 | 2.0 | 1.8 | 2.2 | 2.0 | 1.8 | 2.0 | 2.0 | 2.0 | 2.2 | 2.2 | 1.9 | ≥ | 37200 |
| TOTALES | 13.5 | 13.5 | 13.5 | 13.5 | 13.5 | 13.5 | 13.5 | 13.5 | 13.5 | 13.5 | 13.5 | 13.5 | 13.5 | 13.5 | 13.5 | 13.5 | 13.5 | 13.5 | 13.5 | ≤ | 1381050 |
| RESERVA DE MIN | 1 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | ≤ | 3000 |
| RESERVA DE MIN | | 1 | | | | | | | | | | | | | | | | | | ≤ | 2000 |
| RESERVA DE MIN | | | 1 | | | | | | | | | | | | | | | | | ≤ | 5000 |
| RESERVA DE MIN | | | | 1 | | | | | | | | | | | | | | | | ≤ | 5382 |
| RESERVA DE MIN | | | | | 1 | | | | | | | | | | | | | | | ≤ | 8000 |
| RESERVA DE MIN | | | | | | 1 | | | | | | | | | | | | | | ≤ | 6500 |
| RESERVA DE MIN | | | | | | | 1 | | | | | | | | | | | | | ≤ | 7000 |
| RESERVA DE MIN | | | | | | | | 1 | | | | | | | | | | | | ≤ | 2500 |
| RESERVA DE MIN | | | | | | | | | 1 | | | | | | | | | | | ≤ | 7500 |
| RESERVA DE MIN | | | | | | | | | | 1 | | | | | | | | | | ≤ | 5100 |
| RESERVA DE MIN | | | | | | | | | | | 1 | | | | | | | | | ≤ | 4700 |
| RESERVA DE MIN | | | | | | | | | | | | 1 | | | | | | | | ≤ | 3500 |
| RESERVA DE MIN | | | | | | | | | | | | | 1 | | | | | | | ≤ | 3000 |
| RESERVA DE MIN | | | | | | | | | | | | | | 1 | | | | | | ≤ | 3800 |
| RESERVA DE MIN | | | | | | | | | | | | | | | 1 | | | | | ≤ | 4000 |
| RESERVA DE MIN | | | | | | | | | | | | | | | | 1 | | | | ≤ | 5500 |
| RESERVA DE MIN | | | | | | | | | | | | | | | | | 1 | | | ≤ | 9000 |
| RESERVA DE MIN | | | | | | | | | | | | | | | | | | 1 | | ≤ | 8000 |
| RESERVA DE MIN | | | | | | | | | | | | | | | | | | | 1 | ≤ | 8818 |
| RESERVA DE MIN | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | ≥ | 3000 |
| RESERVA DE MIN | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | ≥ | 2000 |
| RESERVA DE MIN | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | ≥ | 1000 |
| RESERVA DE MIN | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | ≥ | 1000 |
| RESERVA DE MIN | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | ≥ | 1000 |
| RESERVA DE MIN | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | ≥ | 1000 |
| RESERVA DE MIN | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | ≥ | 1000 |
| RESERVA DE MIN | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | ≥ | 1000 |
| RESERVA DE MIN | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | ≥ | 1000 |
| RESERVA DE MIN | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | ≥ | 1000 |
| RESERVA DE MIN | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | ≥ | 1000 |
| RESERVA DE MIN | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | ≥ | 1000 |
| RESERVA DE MIN | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | ≥ | 1000 |
| RESERVA DE MIN | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | ≥ | 1000 |
| RESERVA DE MIN | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | ≥ | 1000 |
| RESERVA DE MIN | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | ≥ | 1000 |
| RESERVA DE MIN | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | ≥ | 1000 |
| RESERVA DE MIN | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | ≥ | 1000 |

MATRIZ DE VARIABLES Y RESTRICCIONES
 ALGORITMO DEL SIMPLEX
 JORGE CORT NARVAEZ

PLANEAMIENTO OBJECTIVE: MAX VARIABLES: 19 DATE 12-28-1986
 BASIS: PLANEAMIENTO CONSTRAINTS: 49 SLACKS: 49 TIME 12:08:36

| MAX | X.1 | X.2 | X.3 | X.4 | X.5 | X.6 | X.7 | X.8 | X.9 | X.10 | RHS |
|--------|------|------|------|------|------|------|------|------|------|------|-----------|
| RETURN | 2 | 4 | 3.4 | 1.6 | 2.6 | 3.4 | 1.8 | 1.3 | 4.5 | 1.3 | 0 |
| Y.1 | | | | | .7 | | .9 | 1.4 | | 1.7 | <= 90000 |
| Y.2 | | 2 | 1.6 | 3.2 | | | | | | | <= 64000 |
| Y.3 | 2.4 | | | | | 6 | | | | | <= 36000 |
| Y.4 | | | | | | | | | 2 | | <= 14400 |
| Y.5 | 2.2 | 2.2 | 2.2 | 2.2 | 1.6 | 2.2 | 1.6 | 1.6 | 1.6 | 1.6 | <= 135000 |
| Y.6 | 6.8 | 3.7 | 6.7 | .7 | 5.4 | 6.8 | 4.6 | 3 | 3.8 | 2.7 | <= 363332 |
| Y.7 | 1.6 | 1.7 | 1.7 | 1.6 | 1.6 | 1.7 | 1.6 | 1.5 | 1.8 | 1.5 | <= 95400 |
| Y.8 | 1 | 1 | 1 | 1 | 1 | 1 | 1 | 1 | 1 | 1 | <= 102300 |
| Y.9 | 1.8 | 2 | 2 | 1.8 | 1.9 | 2 | 1.8 | 1.8 | 2 | 1.8 | <= 219420 |
| Y.10 | 1.8 | 2 | 2 | 1.8 | 1.9 | 2 | 1.8 | 1.8 | 2 | 1.8 | >= 37200 |
| Y.11 | 13.5 | 13.5 | 13.5 | 13.5 | 13.5 | 13.5 | 13.5 | 13.5 | 13.5 | 13.5 | <= 800000 |
| Y.12 | 1 | | | | | | | | | | <= 3000 |
| Y.13 | | 1 | | | | | | | | | <= 2000 |
| Y.14 | | | 1 | | | | | | | | <= 5000 |
| Y.15 | | | | 1 | | | | | | | <= 5382 |

1FILES 2NEW PR 3DISPLA 4SAVE P 5DELETE 6OLD PR 7INPUT 8PRINT 9MASTER 0HELP

PLANEAMIENTO OBJECTIVE: MAX VARIABLES: 19 DATE 12-28-1986
 IS: PLANEAMIENTO CONSTRAINTS: 49 SLACKS: 49 TIME 12:09:48

| TURN | X.1 | X.2 | X.3 | X.4 | X.5 | X.6 | X.7 | X.8 | RETURN |
|------|------|------|------|------|------|------|------|------|--------|
| 1 | 2 | 4 | 3.4 | 1.6 | 2.6 | 3.4 | 1.8 | 1.3 | Y.1 |
| 2 | | 2 | 1.6 | 3.2 | .7 | | .9 | 1.4 | Y.2 |
| 3 | 2.4 | | | | | 6 | | | Y.3 |
| 4 | | | | | | | | | Y.4 |
| 5 | 2.2 | 2.2 | 2.2 | 2.2 | 1.6 | 2.2 | 1.6 | 1.6 | Y.5 |
| 6 | 6.8 | 3.7 | 6.7 | .7 | 5.4 | 6.8 | 4.6 | 3 | Y.6 |
| 7 | 1.6 | 1.7 | 1.7 | 1.6 | 1.6 | 1.7 | 1.6 | 1.5 | Y.7 |
| 8 | 1 | 1 | 1 | 1 | 1 | 1 | 1 | 1 | Y.8 |
| 9 | 1.8 | 2 | 2 | 1.8 | 1.9 | 2 | 1.8 | 1.8 | Y.9 |
| 10 | 1.8 | 2 | 2 | 1.8 | 1.9 | 2 | 1.8 | 1.8 | Y.10 |
| 11 | 13.5 | 13.5 | 13.5 | 13.5 | 13.5 | 13.5 | 13.5 | 13.5 | Y.11 |
| 12 | 1 | | | | | | | | Y.12 |
| 13 | | 1 | | | | | | | Y.13 |
| 14 | | | 1 | | | | | | Y.14 |
| 15 | | | | 1 | | | | | Y.15 |
| 16 | | | | | 1 | | | | Y.16 |
| 17 | | | | | | 1 | | | Y.17 |
| 18 | | | | | | | 1 | | Y.18 |
| 19 | | | | | | | | 1 | Y.19 |
| 20 | | | | | | | | | Y.20 |
| 21 | | | | | | | | | Y.21 |
| 22 | | | | | | | | | Y.22 |
| 23 | | | | | | | | | Y.23 |
| 24 | | | | | | | | | Y.24 |
| 25 | | | | | | | | | Y.25 |
| 26 | | | | | | | | | Y.26 |
| 27 | | | | | | | | | Y.27 |
| 28 | | | | | | | | | Y.28 |
| 29 | | | | | | | | | Y.29 |
| 30 | | | | | | | | | Y.30 |
| 31 | 1 | | | | | | | | Y.31 |
| 32 | | 1 | | | | | | | Y.32 |
| 33 | | | 1 | | | | | | Y.33 |
| 34 | | | | 1 | | | | | Y.34 |
| 35 | | | | | 1 | | | | Y.35 |
| 36 | | | | | | 1 | | | Y.36 |
| 37 | | | | | | | 1 | | Y.37 |
| 38 | | | | | | | | 1 | Y.38 |
| 39 | | | | | | | | | Y.39 |
| 40 | | | | | | | | | Y.40 |
| 41 | | | | | | | | | Y.41 |
| 42 | | | | | | | | | Y.42 |
| 43 | | | | | | | | | Y.43 |
| 44 | | | | | | | | | Y.44 |
| 45 | | | | | | | | | Y.45 |
| 46 | | | | | | | | | Y.46 |
| 47 | | | | | | | | | Y.47 |
| 48 | | | | | | | | | Y.48 |
| 49 | | | | | | | | | Y.49 |

FIG 1A

| RETURN | X.9 | X.10 | X.11 | X.12 | X.13 | X.14 | X.15 | X.16 | RETURN |
|--------|------|------|------|------|------|------|------|------|--------|
| .1 | 4.5 | 1.3 | 7.3 | 4.5 | 1.3 | 4.5 | 4.5 | 4.5 | Y.1 |
| .2 | | 1.7 | | 2.3 | 3.4 | 5.7 | | 3.4 | Y.1 |
| .3 | | | | | | | 4 | | Y.3 |
| .4 | 2 | | 4 | | | | | | Y.4 |
| .5 | 1.6 | 1.6 | 1.6 | 1.6 | 1.6 | 1.6 | 1.6 | 1.6 | Y.5 |
| .6 | 3.8 | 2.7 | 2 | 2 | 1.4 | .9 | 2.7 | 1.4 | Y.6 |
| .7 | 1.8 | 1.5 | 1.9 | 1.7 | 1.5 | 1.7 | 1.7 | 1.7 | Y.7 |
| .8 | 1 | 1 | 1 | 1 | 1 | 1 | 1 | 1 | Y.8 |
| .9 | 2 | 1.8 | 2.2 | 2 | 1.8 | 2 | 2 | 2 | Y.9 |
| .10 | 2 | 1.8 | 2.2 | 2 | 1.8 | 2 | 2 | 2 | Y.10 |
| .11 | 13.5 | 13.5 | 13.5 | 13.5 | 13.5 | 13.5 | 13.5 | 13.5 | Y.11 |
| .12 | | | | | | | | | Y.12 |
| .13 | | | | | | | | | Y.13 |
| .14 | | | | | | | | | Y.14 |
| .15 | | | | | | | | | Y.15 |
| .16 | | | | | | | | | Y.16 |
| .17 | | | | | | | | | Y.17 |
| .18 | | | | | | | | | Y.18 |
| .19 | | | | | | | | | Y.19 |
| .20 | 1 | | | | | | | | Y.20 |
| .21 | | 1 | | | | | | | Y.21 |
| .22 | | | 1 | | | | | | Y.22 |
| .23 | | | | 1 | | | | | Y.23 |
| .24 | | | | | 1 | | | | Y.24 |
| .25 | | | | | | 1 | | | Y.25 |
| .26 | | | | | | | 1 | | Y.26 |
| .27 | | | | | | | | 1 | Y.27 |
| .28 | | | | | | | | | Y.28 |
| .29 | | | | | | | | | Y.29 |
| .30 | | | | | | | | | Y.30 |
| .31 | | | | | | | | | Y.31 |
| .32 | | | | | | | | | Y.32 |
| .33 | | | | | | | | | Y.33 |
| .34 | | | | | | | | | Y.34 |
| .35 | | | | | | | | | Y.35 |
| .36 | | | | | | | | | Y.36 |
| .37 | | | | | | | | | Y.37 |
| .38 | | | | | | | | | Y.38 |
| .39 | 1 | | | | | | | | Y.39 |
| .40 | | 1 | | | | | | | Y.40 |
| .41 | | | 1 | | | | | | Y.41 |
| .42 | | | | 1 | | | | | Y.42 |
| .43 | | | | | 1 | | | | Y.43 |
| .44 | | | | | | 1 | | | Y.44 |
| .45 | | | | | | | 1 | | Y.45 |
| .46 | | | | | | | | 1 | Y.46 |
| .47 | | | | | | | | | Y.47 |
| .48 | | | | | | | | | Y.48 |
| .49 | | | | | | | | | Y.49 |
| | X.9 | X.10 | X.11 | X.12 | X.13 | X.14 | X.15 | X.16 | |

FIG 1 B

| RETURN | X.17 | X.18 | X.19 | | RHS | RETURN |
|--------|------|------|------|----|--------|--------|
| .1 | 6.1 | 6.6 | 2.6 | | 0 | |
| .2 | 2.9 | 4.3 | 2.1 | <= | 90000 | Y.1 |
| .3 | | | | <= | 64000 | Y.2 |
| .4 | | | | <= | 36000 | Y.3 |
| .5 | 1.6 | 1.6 | 1.6 | <= | 14400 | Y.4 |
| .6 | 1.7 | .9 | 2 | <= | 135000 | Y.5 |
| .7 | 1.9 | 1.9 | 1.6 | <= | 363330 | Y.6 |
| .8 | 1 | 1 | 1 | <= | 95400 | Y.7 |
| .9 | 2.2 | 2.2 | 1.9 | <= | 102300 | Y.8 |
| .10 | 2.2 | 2.2 | 1.9 | <= | 219420 | Y.9 |
| .11 | 13.5 | 13.5 | 13.5 | >= | 37200 | Y.10 |
| .12 | | | | <= | 800000 | Y.11 |
| .13 | | | | <= | 3000 | Y.12 |
| .14 | | | | <= | 2000 | Y.13 |
| .15 | | | | <= | 5000 | Y.14 |
| .16 | | | | <= | 5382 | Y.15 |
| .17 | | | | <= | 8000 | Y.16 |
| .18 | | | | <= | 6500 | Y.17 |
| .19 | | | | <= | 7000 | Y.18 |
| .20 | | | | <= | 2500 | Y.19 |
| .21 | | | | <= | 7500 | Y.20 |
| .22 | | | | <= | 5100 | Y.21 |
| .23 | | | | <= | 4700 | Y.22 |
| .24 | | | | <= | 3500 | Y.23 |
| .25 | | | | <= | 3000 | Y.24 |
| .26 | | | | <= | 3800 | Y.25 |
| .27 | | | | <= | 4000 | Y.26 |
| .28 | 1 | | | <= | 5500 | Y.27 |
| .29 | | 1 | | <= | 9000 | Y.28 |
| .30 | | | 1 | <= | 8000 | Y.29 |
| .31 | | | | <= | 8818 | Y.30 |
| .32 | | | | >= | 1000 | Y.31 |
| .33 | | | | >= | 1000 | Y.32 |
| .34 | | | | >= | 1000 | Y.33 |
| .35 | | | | >= | 1000 | Y.34 |
| .36 | | | | >= | 1000 | Y.35 |
| .37 | | | | >= | 1000 | Y.36 |
| .38 | | | | >= | 1000 | Y.37 |
| .39 | | | | >= | 1000 | Y.38 |
| .40 | | | | >= | 1000 | Y.39 |
| .41 | | | | >= | 1000 | Y.40 |
| .42 | | | | >= | 1000 | Y.41 |
| .43 | | | | >= | 1000 | Y.42 |
| .44 | | | | >= | 1000 | Y.43 |
| .45 | | | | >= | 1000 | Y.44 |
| .46 | | | | >= | 1000 | Y.45 |
| .47 | 1 | | | >= | 1000 | Y.46 |
| .48 | | 1 | | >= | 1000 | Y.47 |
| .49 | | | 1 | >= | 1000 | Y.48 |
| | X.17 | X.18 | X.19 | | RHS | |

FIG 1C

PLANEAMIENTO

SOLUTION IS OPTIMAL

DATE 12-28-1986

TIME 12:13:09

MAXIMUM

PIVOTS: 31

LAST INV: 0

ENTERS:

LEAVES:

DELTA 0

BASIS X: 19

BASIS S: 30

RETURN 246944

VARIABLES: 19

SLACKS: 49

CONSTRAINTS: 49

| | | | | | | | | | |
|--------|--------|-------|--------|--------|-------|-------|--------|--------|--------|
| BASIS | S.46 | S.2 | S.36 | S.10 | S.5 | S.6 | S.35 | S.8 | S.9 |
| S.41 | S.11 | S.12 | S.32 | S.33 | S.15 | S.16 | S.17 | S.18 | S.19 |
| S.20 | S.21 | S.22 | S.42 | S.24 | S.25 | S.45 | S.27 | S.47 | S.48 |
| S.30 | X.1 | X.2 | X.3 | X.4 | X.5 | X.6 | X.7 | X.8 | X.9 |
| X.10 | X.11 | X.12 | X.13 | X.14 | X.15 | X.16 | X.17 | X.18 | X.19 |
| PRIMAL | 2214 | 40750 | 1933 | 74170 | 40530 | 99999 | 3819 | 47730 | 99999 |
| 2100 | 63360 | 2000 | 1000 | 4000 | 4382 | 3181 | 3567 | 6000 | 1500 |
| 6500 | 4100 | 1600 | 2500 | 2000 | 2800 | 3000 | 2286 | 8000 | 7000 |
| 7818 | 1000 | 2000 | 5000 | 1000 | 4819 | 2933 | 1000 | 1000 | 1000 |
| 1000 | 3100 | 3500 | 1000 | 1000 | 4000 | 3214 | 9000 | 8000 | 1000 |
| DUAL | .6541 | 0 | .1873 | 1.189 | 0 | 0 | 1.339 | 0 | 0 |
| 0 | 0 | 0 | 1.724 | 1.124 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 |
| 0 | 0 | 0 | 2.224 | 0 | 0 | 1.475 | 0 | 1.659 | 1.244 |
| 0 | -.5917 | 0 | 0 | -.5421 | 0 | 0 | -.9308 | -1.624 | -.288 |
| -1.82 | 0 | 0 | -2.932 | -1.504 | 0 | 0 | 0 | 0 | -.9158 |

PLANEAMIENTO

SOLUTION IS MAXIMUM
PRIMAL PROBLEM SOLUTION

RETURN 246944

DATE 12-28-1986
TIME 12:14:46

| VARIABLE | STATUS | VALUE | RETURN/UNIT | VALUE/UNIT | NET RETURN |
|----------|----------|----------|-------------|------------|------------|
| X.1 | BASIS | 1000 | 2 | 2 | 0 |
| X.2 | BASIS | 2000 | 4 | 4 | 0 |
| X.3 | BASIS | 5000 | 3.4 | 3.4 | 0 |
| X.4 | BASIS | 1000 | 1.6 | 1.6 | 0 |
| X.5 | BASIS | 4818.667 | 2.6 | 2.6 | 0 |
| X.6 | BASIS | 2933.333 | 3.4 | 3.4 | 0 |
| X.7 | BASIS | 1000 | 1.8 | 1.8 | 0 |
| X.8 | BASIS | 1000 | 1.3 | 1.3 | 0 |
| X.9 | BASIS | 1000 | 4.5 | 4.5 | 0 |
| X.10 | BASIS | 1000 | 1.3 | 1.3 | 0 |
| X.11 | BASIS | 3100 | 7.3 | 7.3 | 0 |
| X.12 | BASIS | 3500 | 4.5 | 4.5 | 0 |
| X.13 | BASIS | 1000 | 1.3 | 1.3 | 0 |
| X.14 | BASIS | 1000 | 4.5 | 4.5 | 0 |
| X.15 | BASIS | 4000 | 4.5 | 4.5 | 0 |
| X.16 | BASIS | 3213.804 | 4.5 | 4.5 | 0 |
| X.17 | BASIS | 9000 | 6.1 | 6.1 | 0 |
| X.18 | BASIS | 8000 | 6.6 | 6.6 | 0 |
| X.19 | BASIS | 1000 | 2.6 | 2.6 | 0 |
| S.1 | NONBASIS | 0 | 0 | .6541176 | -.6541176 |
| S.2 | BASIS | 40750 | 0 | 0 | 0 |
| S.3 | NONBASIS | 0 | 0 | .1873333 | -.1873333 |
| S.4 | NONBASIS | 0 | 0 | 1.189059 | -1.189059 |
| S.5 | BASIS | 40534.71 | 0 | 0 | 0 |
| S.6 | BASIS | 199565.2 | 0 | 0 | 0 |
| S.7 | NONBASIS | 0 | 0 | 1.338824 | -1.338824 |
| S.8 | BASIS | 47734.2 | 0 | 0 | 0 |
| S.9 | BASIS | 108050.3 | 0 | 0 | 0 |
| S.10 | BASIS | 74169.74 | 0 | 0 | 0 |
| S.11 | BASIS | 63361.65 | 0 | 0 | 0 |
| S.12 | BASIS | 2000 | 0 | 0 | 0 |
| S.13 | NONBASIS | 0 | 0 | 1.724 | -1.724 |
| S.14 | NONBASIS | 0 | 0 | 1.124 | -1.124 |
| S.15 | BASIS | 4382 | 0 | 0 | 0 |
| S.16 | BASIS | 3181.333 | 0 | 0 | 0 |
| S.17 | BASIS | 3566.667 | 0 | 0 | 0 |
| S.18 | BASIS | 6000 | 0 | 0 | 0 |
| S.19 | BASIS | 1500 | 0 | 0 | 0 |
| S.20 | BASIS | 6500 | 0 | 0 | 0 |
| S.21 | BASIS | 4100 | 0 | 0 | 0 |
| S.22 | BASIS | 1600 | 0 | 0 | 0 |
| S.23 | NONBASIS | 0 | 0 | 2.224 | -2.224 |
| S.24 | BASIS | 2000 | 0 | 0 | 0 |
| S.25 | BASIS | 2800 | 0 | 0 | 0 |
| S.26 | NONBASIS | 0 | 0 | 1.474667 | -1.474667 |
| S.27 | BASIS | 2286.196 | 0 | 0 | 0 |
| S.28 | NONBASIS | 0 | 0 | 1.659294 | -1.659294 |
| S.29 | NONBASIS | 0 | 0 | 1.243529 | -1.243529 |
| S.30 | BASIS | 7818 | 0 | 0 | 0 |
| S.31 | NONBASIS | 0 | 0 | .5917177 | -.5917177 |
| S.32 | BASIS | 1000 | 0 | 0 | 0 |
| S.33 | BASIS | 4000 | 0 | 0 | 0 |
| S.34 | NONBASIS | 0 | 0 | .5421177 | -.5421177 |
| S.35 | BASIS | 3818.667 | 0 | 0 | 0 |
| S.36 | BASIS | 1933.333 | 0 | 0 | 0 |
| S.37 | NONBASIS | 0 | 0 | .9308235 | -.9308235 |
| S.38 | NONBASIS | 0 | 0 | 1.624 | -1.624 |
| S.39 | NONBASIS | 0 | 0 | .288 | -.288 |
| S.40 | NONBASIS | 0 | 0 | 1.820235 | -1.820235 |
| S.41 | BASIS | 2100 | 0 | 0 | 0 |
| S.42 | BASIS | 2500 | 0 | 0 | 0 |
| S.43 | NONBASIS | 0 | 0 | 2.932235 | -2.932235 |
| S.44 | NONBASIS | 0 | 0 | 1.504471 | -1.504471 |
| S.45 | BASIS | 3000 | 0 | 0 | 0 |
| S.46 | BASIS | 2213.804 | 0 | 0 | 0 |
| S.47 | BASIS | 8000 | 0 | 0 | 0 |
| S.48 | BASIS | 7000 | 0 | 0 | 0 |
| S.49 | NONBASIS | 0 | 0 | .9157647 | -.9157647 |

JEAMIENTO

SOLUTION IS MAXIMUM
DUAL PROBLEM SOLUTION

RETURN 246944

DATE 12-28-1986
TIME 12:15:48

| ID | STATUS | DUAL VALUE | RHS VALUE | USAGE | SLACK |
|----|------------|------------|-----------|----------|-----------|
| 1 | BINDING | .6541176 | 90000 | 90000 | 0 |
| 2 | NONBINDING | 0 | 64000 | 23250 | 40750 |
| 3 | BINDING | .1873333 | 36000 | 36000 | 0 |
| 4 | BINDING | 1.189059 | 14400 | 14400 | 0 |
| 5 | NONBINDING | 0 | 135000 | 94465.29 | 40534.71 |
| 6 | NONBINDING | 0 | 363332 | 163766.8 | 199565.2 |
| 7 | BINDING | 1.338824 | 95400 | 95400 | 0 |
| 8 | NONBINDING | 0 | 102300 | 54565.8 | 47734.2 |
| 9 | NONBINDING | 0 | 219420 | 111369.7 | 108050.3 |
| 10 | NONBINDING | 0 | 37200 | 111369.7 | -74169.74 |
| 11 | NONBINDING | 0 | 800000 | 736638.4 | 63361.65 |
| 12 | NONBINDING | 0 | 3000 | 1000 | 2000 |
| 13 | BINDING | 1.724 | 2000 | 2000 | 0 |
| 14 | BINDING | 1.124 | 5000 | 5000 | 0 |
| 15 | NONBINDING | 0 | 5382 | 1000 | 4382 |
| 16 | NONBINDING | 0 | 8000 | 4818.667 | 3181.333 |
| 17 | NONBINDING | 0 | 6500 | 2933.333 | 3566.667 |
| 18 | NONBINDING | 0 | 7000 | 1000 | 6000 |
| 19 | NONBINDING | 0 | 2500 | 1000 | 1500 |
| 20 | NONBINDING | 0 | 7500 | 1000 | 6500 |
| 21 | NONBINDING | 0 | 5100 | 1000 | 4100 |
| 22 | NONBINDING | 0 | 4700 | 3100 | 1600 |
| 23 | BINDING | 2.224 | 3500 | 3500 | 0 |
| 24 | NONBINDING | 0 | 3000 | 1000 | 2000 |
| 25 | NONBINDING | 0 | 3800 | 1000 | 2800 |
| 26 | BINDING | 1.474667 | 4000 | 4000 | 0 |
| 27 | NONBINDING | 0 | 5500 | 3213.804 | 2286.196 |
| 28 | BINDING | 1.659294 | 9000 | 9000 | 0 |
| 29 | BINDING | 1.243529 | 8000 | 8000 | 0 |
| 30 | NONBINDING | 0 | 8818 | 1000 | 7818 |
| 31 | BINDING | -.5917177 | 1000 | 1000 | 0 |
| 32 | NONBINDING | 0 | 1000 | 2000 | -1000 |
| 33 | NONBINDING | 0 | 1000 | 5000 | -4000 |
| 34 | BINDING | -.5421177 | 1000 | 1000 | 0 |
| 35 | NONBINDING | 0 | 1000 | 4818.667 | -3818.667 |
| 36 | NONBINDING | 0 | 1000 | 2933.333 | -1933.333 |
| 37 | BINDING | -.9308235 | 1000 | 1000 | 0 |
| 38 | BINDING | -1.624 | 1000 | 1000 | 0 |
| 39 | BINDING | -.288 | 1000 | 1000 | 0 |
| 40 | BINDING | -1.820235 | 1000 | 1000 | 0 |
| 41 | NONBINDING | 0 | 1000 | 3100 | -2100 |
| 42 | NONBINDING | 0 | 1000 | 3500 | -2500 |
| 43 | BINDING | -2.932235 | 1000 | 1000 | 0 |
| 44 | BINDING | -1.504471 | 1000 | 1000 | 0 |
| 45 | NONBINDING | 0 | 1000 | 4000 | -3000 |
| 46 | NONBINDING | 0 | 1000 | 3213.804 | -2213.804 |
| 47 | NONBINDING | 0 | 1000 | 9000 | -8000 |
| 48 | NONBINDING | 0 | 1000 | 8000 | -7000 |
| 49 | BINDING | -.9157647 | 1000 | 1000 | 0 |

PLANEAMIENTO

SOLUTION IS MAXIMUM
OBJECTIVE ROW RANGES

RETURN 246944

DATE 12-28-1986
TIME 12:19:59

| VARIABLE | STATUS | VALUE | RETURN/UNIT | MINIMUM | MAXIMUM |
|----------|--------|----------|-------------|----------|----------|
| X.1 | BASIS | 1000 | 2 | NONE | 2.591718 |
| X.2 | BASIS | 2000 | 4 | 2.276 | NONE |
| X.3 | BASIS | 5000 | 3.4 | 2.276 | NONE |
| X.4 | BASIS | 1000 | 1.6 | NONE | 2.142118 |
| X.5 | BASIS | 4818.667 | 2.6 | 2.176471 | 3.426471 |
| X.6 | BASIS | 2933.333 | 3.4 | 2.276 | 5.612 |
| X.7 | BASIS | 1000 | 1.8 | NONE | 2.730824 |
| X.8 | BASIS | 1000 | 1.3 | NONE | 2.924 |
| X.9 | BASIS | 1000 | 4.5 | NONE | 4.788 |
| X.10 | BASIS | 1000 | 1.3 | NONE | 3.120235 |
| X.11 | BASIS | 3100 | 7.3 | 6.724 | NONE |
| X.12 | BASIS | 3500 | 4.5 | 2.276 | NONE |
| X.13 | BASIS | 1000 | 1.3 | NONE | 4.232235 |
| X.14 | BASIS | 1000 | 4.5 | NONE | 6.004471 |
| X.15 | BASIS | 4000 | 4.5 | 3.025333 | NONE |
| X.16 | BASIS | 3213.804 | 4.5 | 3.693695 | 5.452252 |
| X.17 | BASIS | 9000 | 6.1 | 4.440706 | NONE |
| X.18 | BASIS | 8000 | 6.6 | 5.356471 | NONE |
| X.19 | BASIS | 1000 | 2.6 | NONE | 3.515765 |

ANEAMIENTO

SOLUTION IS MAXIMUM
RIGHT HAND SIDE RANGES

RETURN 246944

DATE 12-28-1986
TIME 12:22:36

| ID | STATUS | DUAL VALUE | RHS VALUE | MINIMUM | MAXIMUM |
|----|------------|------------|-----------|----------|----------|
| 1 | BINDING | .6541176 | 90000 | 84119.59 | 96072.71 |
| 2 | NONBINDING | 0 | 64000 | 23250 | NONE |
| 3 | BINDING | .1873333 | 36000 | 24400 | 52847.06 |
| 4 | BINDING | 1.189059 | 14400 | 6028.07 | 20800 |
| 5 | NONBINDING | 0 | 135000 | 94465.29 | NONE |
| 6 | NONBINDING | 0 | 363332 | 163766.8 | NONE |
| 7 | BINDING | 1.338824 | 95400 | 90626.66 | 99376.66 |
| 8 | NONBINDING | 0 | 102300 | 54565.8 | NONE |
| 9 | NONBINDING | 0 | 219420 | 111369.7 | NONE |
| 10 | NONBINDING | 0 | 37200 | NONE | 111369.7 |
| 11 | NONBINDING | 0 | 800000 | 736638.4 | NONE |
| 12 | NONBINDING | 0 | 3000 | 1000 | NONE |
| 13 | BINDING | 1.724 | 2000 | 1000 | 4807.843 |
| 14 | BINDING | 1.124 | 5000 | 2660.784 | 7807.843 |
| 15 | NONBINDING | 0 | 5382 | 1000 | NONE |
| 16 | NONBINDING | 0 | 8000 | 4818.667 | NONE |
| 17 | NONBINDING | 0 | 6500 | 2933.333 | NONE |
| 18 | NONBINDING | 0 | 7000 | 1000 | NONE |
| 19 | NONBINDING | 0 | 2500 | 1000 | NONE |
| 20 | NONBINDING | 0 | 7500 | 1000 | NONE |
| 21 | NONBINDING | 0 | 5100 | 1000 | NONE |
| 22 | NONBINDING | 0 | 4700 | 3100 | NONE |
| 23 | BINDING | 2.224 | 3500 | 1160.784 | 6307.843 |
| 24 | NONBINDING | 0 | 3000 | 1000 | NONE |
| 25 | NONBINDING | 0 | 3800 | 1000 | NONE |
| 26 | BINDING | 1.474667 | 4000 | 1000 | 6900 |
| 27 | NONBINDING | 0 | 5500 | 3213.804 | NONE |
| 28 | BINDING | 1.659294 | 9000 | 6064.552 | 11842.5 |
| 29 | BINDING | 1.243529 | 8000 | 6249.309 | 9695.255 |
| 30 | NONBINDING | 0 | 8818 | 1000 | NONE |
| 31 | BINDING | -.5917177 | 1000 | 0 | 3000 |
| 32 | NONBINDING | 0 | 1000 | NONE | 2000 |
| 33 | NONBINDING | 0 | 1000 | NONE | 5000 |
| 34 | BINDING | -.5421177 | 1000 | 0 | 3983.333 |
| 35 | NONBINDING | 0 | 1000 | NONE | 4818.667 |
| 36 | NONBINDING | 0 | 1000 | NONE | 2933.333 |
| 37 | BINDING | -.9308235 | 1000 | 0 | 5150.725 |
| 38 | BINDING | -1.624 | 1000 | 0 | 2500 |
| 39 | BINDING | -.288 | 1000 | 0 | 5200 |
| 40 | BINDING | -1.820235 | 1000 | 0 | 5100 |
| 41 | NONBINDING | 0 | 1000 | NONE | 3100 |
| 42 | NONBINDING | 0 | 1000 | NONE | 3500 |
| 43 | BINDING | -2.932235 | 1000 | 0 | 3000 |
| 44 | BINDING | -1.504471 | 1000 | 0 | 2186.465 |
| 45 | NONBINDING | 0 | 1000 | NONE | 4000 |
| 46 | NONBINDING | 0 | 1000 | NONE | 3213.804 |
| 47 | NONBINDING | 0 | 1000 | NONE | 9000 |
| 48 | NONBINDING | 0 | 1000 | NONE | 8000 |
| 49 | BINDING | -.9157647 | 1000 | 0 | 5200.298 |

CAPITULO IV

APLICACION DEL MODELO A LA OPTIMIZACION DE UN PROYECTO MINERO DE CARBON

CAPITULO IV

4.- APLICACION DEL MODELO A LA OPTIMIZACION DE UN PROYECTO MINERO DE CARBON

4.1 OBJETIVOS

En el capítulo III se aplicó el modelo matemático en la elección de un plan de producción óptimo de tal manera que se MAXIMICEN las utilidades; en este capítulo, el objetivo del modelo es la elección de la capacidad de producción óptima de cada una de las minas que constituyen un denuncia minero de carbón ubicado en la zona de San Luis Ancash.

Una de las decisiones de mayor importancia para formular y evaluar un proyecto de Factibilidad de minas de carbón, es cual va a ser el tamaño óptimo esto es: cual es el tonelaje óptimo que se va a explotar; en el caso del presente proyecto minero se tienen 5 minas pertenecientes a un denuncia minero de carbón, el tamaño óptimo de cada una de ellas es determinado usando el Modelo Matemático de Minimización, el cual se basa en la teoría matemática de Programación Lineal.

4.2.- DETERMINACION DEL TAMAÑO OPTIMO DEL PROYECTO UTILIZANDO EL MODELO MATEMATICO DE PROGRAMACION LINEAL

A.- PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

El problema consiste en determinar el tamaño o producción óptima para cada una de las cinco minas que constituyen un denuncia minero de carbón. Las variables incontroladas (factores) en el modelo particular serán: Costos de Producción unitarios (de 1 TM de carbón) y características fisicoquímicas del carbón, para cada mina del grupo.

Las variables controladas (factores) son producción anual de carbón para cada mina de carbón del grupo X_i .

En general el modelo comprende los siguientes elementos:

1.- CRITERIO DE OPTIMIZACION

Costos de producción para todo el grupo de minas expresado en Dólares.

2.- FUNCION OBJETIVO

La función objetivo minimizará el costo de producción agregado para el grupo de minas de carbón.

3.- SISTEMA DE RESTRICCIONES

Elas descansan sobre la calidad de carbón producido y sobre el nivel de producción y sobre el nivel de producción de cada mina de carbón del grupo. Las instrucciones también se basan en el nivel de producción anual de carbón de una mina, el cual debe ser mayor o igual que $X_{i \min}$ y menor o igual que $X_{i \max}$, constituye la restricción (2) del modelo.

El contenido de unizos prescrito para todo el grupo de minas "A" debe ser menor o igual que al realmente obtenido en el carbón por las "N" minas de carbón. Esta es la restricción (4)

Las reservas geológicas de carbón de cada uno de los yacimientos constituyen una importante restricción que de por sí constituyen el tope o producción máxima de cada una de las cinco minas, ésta es la primera restricción del modelo.

Las siguientes restricciones están dadas por las demás propiedades fisicoquímicas de los carbones, tales como: Contenido de materia volátil, carbón fijo, contenido de humedad, granulometría (densidad) y capacidad calorífica del carbón (BTU).

En otras palabras el tamaño óptimo para cada mina debe ser calculada como un todo, tomando en cuenta el costo mínimo total para todo el grupo bajo las condiciones descritas por las restricciones estructurales.

FORMULACION MATEMATICA DEL MODELO

La formulación matemática para solucionar el problema del tamaño o producción óptima de un grupo de minas de carbón es el siguiente:

$$\text{MIN. COSTOS} = \sum_{i=1}^m C_i X_i \dots\dots\dots (1) \text{ Función objetivo}$$

DONDE C_i = Costo de Producción del carbón por mina

Sujeta al siguiente conjunto de restricciones:

RESTRICCIONES ESTRUCTURALES

RESTRICCION POR RESERVAS GEOLOGICAS DE CARBON DE CADA UNO DE LOS YACIMIENTOS

$$X_i \leq R_i$$

Donde:

X_i = Es el tonelaje que se producirá trimestralmente en la i - ava mina de carbón.

R_i = Reservas probables de carbón para dicho trimestre en la i - ava mina de carbón.

RESTRICCION POR CAPACIDAD DE PRODUCCION DEL GRUPO DE MINAS

$$d \leq \sum_i X_i \leq D$$

Donde "D" es la producción máxima y "d" es la producción mínima respectivamente del grupo de minas de carbón para el trimestre materia del planeamiento.

RESTRICCION POR LIMITE DE PRODUCCION POR MINA

$$X_{i \text{ min}} \leq X_i \leq X_{i \text{ max}}$$

Donde:

$X_{i \text{ min}}$ =====> Es la producción mínima de la i-ava mina.

$X_{i \text{ max}}$ =====> Es la producción máxima de la i-ava mina.

RESTRICCION POR CONTENIDO DE CENIZAS

$$Ad \leq \sum_{i=1}^m A_i X_i \leq AD$$

Donde:

A_i =====> Es el contenido de cenizas de la i - ava mina.

A =====> Es el contenido de cenizas del grupo de minas.

RESTRICCION POR CONTENIDO DE MATERIA VOLATIL

$$Bd \leq \sum_{i=1}^m B_i X_i \leq BD$$

Donde:

B_i =====> Contenido de materia volátil en la i-ava mina

B =====> Contenido de materia volátil del grupo de minas

RESTRICCION POR CONTENIDO DE CARBON FIJO

$$C_d \leq \frac{m}{\sum_{i=1}^m} C_i X_i \leq C_D$$

Donde:

C_i =====> Contenido de carbón fijo en la i-ava mina

C =====> Contenido de carbón fijo del grupo de minas

RESTRICCIONES POR CONTENIDO DE HUMEDAD

$$H_d \leq \frac{m}{\sum_{i=1}^m} H_i X_i \leq H_D$$

Donde:

H_i =====> Contenido de humedad de la i-ava mina

H =====> Contenido de humedad del grupo de minas

RESTRICCION POR DENSIDAD (GRANULOMETRIA)

$$G_d \leq \frac{m}{\sum_{i=1}^m} G_i X_i \leq G_D$$

Donde:

G_i =====> Granulometría o densidad de la i-ava mina

G =====> Granulometría o densidad del grupo de minas

RESTRICCION POR CAPACIDAD CALORIFICA (TEMPERATURA)

$$T_d \leq \frac{m}{\sum_{i=1}^m} T_i X_i \leq T_D$$

Donde:

T_i =====> Capacidad calorífica del carbón de la i-ava mina

T =====> Capacidad calorífica del carbón del grupo de minas

* * "D" y "d" para todas las restricciones son la producción máxima y mínima respectivamente del grupo de minas.

El resultado del modelo nos proporciona el tonelaje o producción óptima de cada mina y el costo de producción total óptimo (mínimo) para un trimestre que es el período del planeamiento, el cual como se ha expuesto, en ésta tesis, esta sujeto a todos los parámetros que intervienen en la producción.

RESTRICCION POR INVERSION

En esta restricción se ha considerado la inversión total en las 5 minas la cual es de US\$ 9'250,176.00.

La restricción queda expresada de la siguiente manera:

$$\sum_{i=1}^5 C_i X_i \leq \text{INVERSION}$$

Donde:

C_i = Son los costos unitarios para cada mina

X_i = Producción de cada mina.

Como puede verse esta restricción involucra también el costo.

C.- OTRAS CONSIDERACIONES

Como se ha mencionado anteriormente, hay dos grupos de factores:

a) FACTORES INCONTROLADOS.-

Los que son dados, y el planificador no está en condiciones de variarlos o influir en ellos en el curso del proceso de modelaje; tales como: datos geológicos y mineros, características de los depósitos de carbón (ángulo de buzamiento de los depósitos de carbón, contenido de cenizas, costo de

equipamiento y materiales), datos económicos iniciales, datos de bienestar social (costo de mano de obra) etc.

Estos factores son datos reales de entrada al modelo.

b) FACTORES CONTROLADOS.-

Tales como capacidad de extracción, parámetros de productividad de los tajeos de carbón, número de tajeos, etc., los cuales pueden ser cambiados (variar) de acuerdo a las circunstancias, por el planificador minero en tal forma que obtenga un resultado máximo o mínimo (out put).

Además de los dos grupos de factores arriba mencionados existe todavía un tercer grupo de factores, llamados factores aleatorios, los cuales no pueden ser predecidos anticipadamente, pero que influyen definitivamente en los resultados ya sea de manera positiva o negativa.

Finalmente existe un periodo de retroalimentación llamado FEEDBACK, los datos obtenidos de esta etapa son usados para definir los valores de los factores controlados de tal manera que se obtengan resultados óptimos.

D.- RESUMEN.-

El presente modelo matemático puede tener un campo muy amplio de aplicación en el planeamiento de mina de carbón, comenzando con el nivel de secciones dentro de una mina de carbón, hasta el planeamiento a largo alcance del desarrollo de la industria Minera del Carbón a nivel nacional para el Perú.

4.3.- PRESENTACION DE LOS DATOS

A) NATURALEZA DEL PROYECTO

El proyecto minero está enfocado a la explotación de 5 yacimientos de carbón tipo antracita ubicados en el distrito de San Luis, Provincia de San Luis del Departamento de Ancash.

Los yacimientos serán explotados en 5 unidades de producción, dichas unidades son las siguientes:

- Cerro Huayra
- Cerro Yulacpaccha
- Cerro Vulcano
- Cerro Tembladera
- Cerro Tambillo

La producción estimada que se requiere es de 300 TM/día para cada una de las cinco minas, siendo justamente el objeto de la presente tesis determinar la producción óptima que produzca el mínimo costo.

B) MERCADO

La naturaleza del mercado para el carbón en el Perú está determinado por la oferta y la demanda de este mineral, los cuales están resumidos en los cuadros Nº 1 y Nº 2.

El comprador es un grupo de empresas productoras de briquetas de carbón en Corea.- El volumen requerido es de embarques de 152,700 TM/trimestrales, siendo el Puerto de embarque el Callao.

PRODUCCION NACIONAL DE CARBON (OFERTA)
(cant. TM. Valor Miles S/.)

CUADRO No 3

| ANO | T.M. | VALOR |
|------|---------|-----------|
| 1970 | 156,069 | 73,515 |
| 1971 | 10,718 | 9'882 |
| 1972 | 29,344 | 26'761 |
| 1973 | 10,220 | 9'321 |
| 1974 | 8,754 | 7'212 |
| 1975 | 17,596 | 24'165 |
| 1976 | 31,917 | 32'576 |
| 1977 | 29,352 | 72'794 |
| 1978 | 117,105 | 469'692 |
| 1979 | 134,091 | 766'449 |
| 1980 | 145,051 | 1,073'000 |

Fuente: MEM Anuarios de Minería (1970-1976) y declaraciones juradas de las Empresas Mineras

GRAFICO No 4

**PROYECCION DE LA DEMANDA DE CARBON MINERAL
EN EL PERU
(DEMANDA HISTORICA Y PROYECTADA)**

| ANO | MILES T.M. |
|------|------------|
| 1981 | 214 |
| 1982 | 240 |
| 1983 | 266 |
| 1984 | 292 |
| 1985 | 318 |
| 1986 | 314 |
| 1987 | 370 |
| 1988 | 396 |
| 1989 | 422 |
| 1990 | 448 |

FUENTE: ELABORADO POR EL AUTOR EN BASE A ANUARIOS DEL MEM.

C) TECNOLOGIA

Los cinco yacimientos carboníferos serán explotados, utilizando métodos de explotación subterránea convencional, el método seleccionado en el de Cámaras y Filares.

El carbón será transportado del Grupo de minas al almacén central y centro de operaciones en la localidad de Catac, desde donde se transportará al puerto del Callao para su respectivo embarque.

C.1 RESERVAS

Por otra parte las reservas probables existentes en cada uno de los yacimientos son los siguientes:

1.- RESERVAS DE LA UNIDAD CERRO HUAYRA

Para calcular las reservas de este sector se han considerado los siguientes patrones:

Longitud de la línea de perfil 2,000 mt..

Ancho del primer manto 2.0 mt.

Factor de ajuste 0.240

Ancho del segundo manto 2.50 mt.

Factor de ajuste 0.560

Ancho del tercer manto 2.00 mt.

Factor de ajuste del tercer manto 0.240

Con estos factores se ha calculado como reserva probable ajustada 1'740,000 TM de carbón.

2.- RESERVAS DE LA UNIDAD CERRO YULACFACCHA

Las reservas de éste sector han sido calculados en base a los siguientes factores:

- Longitud de la línea de perfil 2,100 mt.
- Ancho del primer manto 1.10 mt.
- Ancho del segundo manto 1.10 mt.
- Factor del ajuste para el primer y segundo manto 0.240

Con estos factores se ha calculado una reserva probable de 502,000 TM.

3.- RESERVAS DE LA UNIDAD CERRO VULCANO

Para determinar las reservas de esta unidad se proyectó la traza del manto en una longitud de 1,900 mt., como potencia se considera 1.80 mt. y como factor de ajuste 0.500

Con estos factores se ha calculado como reserva probable ajustada 984,000 TM de carbón.

4.- RESERVAS DE LA UNIDAD CERRO TEMBLADERA

Para el cálculo de reservas de esta unidad se ha calculado los cuatro mantos que afloran en el río Chacoma, con espesores de 2.40, 2.00, 1.20 y 1.20 mt. respectivamente, longitud del afloramiento de 2,100 mt., inclinación de los mantos 60° y como factor de ajuste 0.240 con estos factores se ha calculado como reservas probables ajustadas 2'856,000 TM de carbón.

5.- RESERVAS DE LA UNIDAD CERRO TAMBILLO

Para el cálculo de reservas probables, se ha empleado los siguientes factores:

- Longitud de la línea de perfil 1,200 mt.
- Ancho promedio de los mantos 4.30 mt.
- Factor de ajuste 0.500

Con estos factores se ha obtenido como reservas probables ajustados 1'247,00 TM de carbón.

**CUADRO DE RESERVAS PROBABLES
EN LA ZONA CARBONERA DE SAN LUIS (ANCASH)**

| UNIDAD OPERATIVA | MANTO | AREA SECCION VERTICAL M2 | INCLINACION DEL MANTO | AREA SECCION INCLINADA M2 | POTENCIA DEL MANTO | VOLUMEN EN M3 | TONELAJE | FACTOR DE AJUSTE | RESERVAS DE TONELAJE PROBABLE T.M. | SUB TOTAL T.M. |
|---------------------|-------|--------------------------------|-----------------------------|---------------------------------|--------------------------|---------------------|-----------|------------------------|---|-------------------|
| CERRO HUAYRA | 1 | 331,000 | 45 | 468,175 | 2.00 | 936,350 | 1,591,795 | 0.240 | 382,000 | |
| | 2 | 331,000 | 50 | 432,114 | 2.50 | 1,080,285 | 1,836,484 | 0.560 | 1,028,000 | |
| | 3 | 331,000 | 55 | 404,151 | 2.00 | 808,302 | 1,374,113 | 0.240 | 330,000 | 1,740,000 |
| CERRO YULACPACCHA | 1 | 253,000 | 27 | 558,500 | 1.10 | 614,350 | 1,044,395 | 0.240 | 251,000 | |
| | 2 | 253,000 | 27 | 558,500 | 1.10 | 614,350 | 1,044,395 | 0.240 | 251,000 | 502,000 |
| CERRO VULCANO | 1 | 643,000 | 90 | 643,000 | 1.80 | 1,157,400 | 1,967,580 | 0.500 | 984,000 | 984,000 |
| CERRO TENBLADERA | 1 | 891,630 | 60 | 1,029,595 | 2.40 | 2,471,028 | 4,200,747 | 0.240 | 1,008,000 | |
| | 2 | 891,630 | 60 | 1,029,595 | 2.40 | 2,059,190 | 3,500,623 | 0.240 | 800,000 | |
| | 3 | 891,630 | 60 | 1,029,595 | 1.20 | 1,235,514 | 2,100,374 | 0.240 | 504,000 | |
| | 4 | 891,630 | 60 | 1,029,595 | 1.20 | 1,235,514 | 2,100,374 | 0.240 | 504,000 | 2,856,000 |
| CERRO TAMBILLO | 1 | 170,602 | 30 | 341,204 | 4.30 | 1,467,167 | 2,494,201 | 0.500 | 1,247,000 | 1,247,000 |

PESO ESPECIFICO = 1.7

D) COSTOS

Los costos determinados para cada una de las 5 minas son los siguientes:

COSTOS DE OPERACION

| UNIDAD | ! COSTO DE | ! COSTO DE | ! COSTO DE | ! OTROS | ! COSTO TOTAL ! | ! | |
|---------------------|------------|------------|------------|---------------|-----------------|--------------|------|
| | | | ! MINADO ! | ! BENEFICIO ! | ! TRANSPORTE ! | ! DE PROD. ! | |
| ! CERRO HUAYRA | | | 7.1 | 5.0 | 20.5 | 10.9 | 43.5 |
| ! CERRO YULACPACCHA | | | 11.0 | 7.0 | 25.5 | 11.6 | 55.1 |
| ! CERRO VULCANO | | | 8.0 | 6.0 | 15.0 | 10.5 | 39.5 |
| ! CERRO TENBLADERA | | | 5.5 | 4.0 | 22.5 | 9.2 | 41.2 |
| ! CERRO TAMBILLO | | | 5.0 | 4.5 | 18.5 | 10.5 | 38.5 |

E) INVERSION

El monto de las inversiones está detallado en el cuadro N° 5 correspondiente a éste rubro.

El monto total de la inversión necesaria para el grupo de las 5 minas asciende a US\$ 9'250,176.00, en los cuadros están incluidos los gastos pre-operativos o capital de trabajo y el monto de la inversión en intangibles o costo del estudio de factibilidad.

4.4 CORRIDA DEL MODELO

Los datos correspondientes a cada una de los items mencionados se llevan a la matriz de restricciones y variables (Cuadro N° 7), dicha matriz constituye el INPUT o archivo de datos para correr el modelo.

Para la resolución del MODELO MINERO DE PROGRAMACION LINEAL PARA EL "CARBON" también se utilizará el LP-88 (LINEAR PROGRAMMING-88).- Al igual que en el caso del "PLANEAMIENTO" el modelo del "CARBON" será procesado en un computador de las mismas características.

CUADRO Nº 5

**INVERSIONES
(U.S. \$)**

| MEM | CERRO HUAYRA | CERRO YULACPACCHA | CERRO VULCANO | CERRO TENBLADERA | CERRO TAMBILLO |
|-----------------------------|-----------------|----------------------|------------------|---------------------|-------------------|
| GEOLOGIA | 30,000 | 30,000 | 30,000 | 30,000 | 30,000 |
| MINA | | | | | |
| - PREMINADO | | | | | |
| MANO DE OBRA | 172,260 | 140,000 | 150,000 | 200,000 | 160,000 |
| MATERIALES | 86,601 | 60,000 | 70,000 | 100,000 | 80,000 |
| MANTENIMIENTO DE EQUIPOS | 46,379 | 30,000 | 35,000 | 50,000 | 40,000 |
| | 305,240 | 230,000 | 255,000 | 350,000 | 280,000 |
| - EQUIPOS | 487,156 | 450,000 | 460,000 | 500,000 | 480,000 |
| INVERSION MINA | 792,396 | 680,000 | 715,000 | 850,000 | 760,000 |
| SERV. AUXILIARES | | | | | |
| CARRETERA | 247,900 | 220,000 | 230,000 | 250,000 | 240,000 |
| CAMP./OFICINAS | 310,110 | 260,000 | 280,000 | 320,000 | 300,000 |
| ALM./MAESTRANZA | 51,830 | 40,000 | 45,000 | 60,000 | 50,000 |
| ENERGIA | 250,000 | 220,000 | 240,000 | 250,000 | 250,000 |
| TOTAL SERV. AUX. | 859,840 | 740,000 | 795,000 | 880,000 | 840,000 |
| TRANSPORTE | 247,900 | 220,000 | 230,000 | 250,000 | 240,000 |
| TOTAL INV. MINA | 1,930,136 | 1,670,000 | 1,770,000 | 2,010,000 | 1,870,000 |

| INVERSION TOTAL 19,250,136 |

CUADRO DE CARACTERISTICAS FISICOQUIMICAS
DEL CARBON DE LA ZONA DE SAN LUIS (ANCASH)

| UNIDAD DE PRODUCCION | RESEERVAS (TM) | DENSIDAD (gr/cm ³) | HUMEDAD (%) | MATERIA VOLATIL (%) | CARBON FIJO (%) | CENIZA (%) | CAPACIDAD CALORIFICA (BTU) |
|-------------------------------------|----------------|--------------------------------|-------------|---------------------|-----------------|------------|----------------------------|
| CERRO HUAYRA | 1,740,000 | 1.61 | 1.70 | 30.79 | 29.96 | 19.82 | 6328 |
| CERRO YULACPACCHA | 502,000 | 1.48 | 1.76 | 29.54 | 30.99 | 21.90 | 6855 |
| CERRO VULCANO | 984,000 | 1.70 | 1.86 | 31.58 | 28.92 | 20.34 | 6117 |
| CERRO TEMBLADERA | 12,856,000 | 1.54 | 1.91 | 29.04 | 31.51 | 20.86 | 6539 |
| CERRO TAMBILLO | 1,247,000 | 1.59 | 1.65 | 30.05 | 32.02 | 21.38 | 6222 |
| IA CARACTERISTICAS A NIVEL DE GRUPO | | 1.58 | 1.80 | 30.00 | 30.84 | 20.70 | 6400 |

MATRIZ DE RESTRICCIONES Y VARIABLES**CUADRO No. 7**

| | PROD.MINA 1 | PROD.MINA 2 | PROD.MINA 3 | PROD.MINA 4 | PROD.MINA 5 | R H 8 | |
|----------------------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------|---------|
| COSTO | 43.50 | 55.10 | 39.50 | 41.20 | 38.50 | | |
| RESTRICCIONES | | | | | | | |
| Capacidad de prod. Máxima | 1 | 1 | 1 | 1 | 1 | 5 | 183,225 |
| Capacidad de prod. Mínima | 1 | 1 | 1 | 1 | 1 | 2 | 152,700 |
| Capacidad mínima Mina 1 | 1 | | | | | 2 | 35,000 |
| Capacidad mínima Mina 2 | | 1 | | | | 2 | 10,000 |
| Capacidad mínima Mina 3 | | | 1 | | | 2 | 20,600 |
| Capacidad mínima Mina 4 | | | | 1 | | 2 | 61,400 |
| Capacidad mínima Mina 5 | | | | | 1 | 2 | 25,700 |
| Reservas Geológicas Mina 1 | 1 | | | | | 5 | 43,500 |
| Reservas Geológicas Mina 2 | | 1 | | | | 5 | 12,550 |
| Reservas Geológicas Mina 3 | | | 1 | | | 5 | 24,600 |
| Reservas Geológicas Mina 4 | | | | 1 | | 5 | 71,400 |
| Reservas Geológicas Mina 5 | | | | | 1 | 5 | 31,175 |

| | | | | | | | |
|----------------------------------|-------|-------|-------|-------|-------|---|-----------|
| Contenido de cenizas MAX | 19.82 | 21.90 | 20.34 | 20.86 | 21.38 | ≤ | 3,792,757 |
| Contenido de materia volátil MAX | 30.79 | 29.54 | 31.58 | 29.04 | 30.05 | ≤ | 5,496,750 |
| Carbón Fijo MAX | 29.96 | 30.99 | 28.92 | 31.51 | 32.02 | ≤ | 5,650,659 |
| Contenido de Humedad MAX | 1.70 | 1.76 | 1.86 | 1.91 | 1.65 | ≤ | 329,805 |
| Densidad (granulometría) MAX | 1.61 | 1.48 | 1.70 | 1.54 | 1.59 | ≤ | 289,495 |
| Capacidad Calorífica (BTU) MAX | 6.33 | 6.86 | 6.12 | 6.54 | 6.22 | ≤ | 1,172,640 |
| Contenido de cenizas MIN | 19.82 | 21.90 | 20.34 | 20.86 | 21.38 | ≥ | 3,160,890 |
| Contenido de materia volátil MIN | 30.79 | 29.54 | 31.58 | 29.04 | 30.05 | ≥ | 4,581,000 |
| Carbón Fijo MIN | 29.96 | 30.99 | 28.92 | 31.51 | 32.02 | ≥ | 4,709,268 |
| Contenido de Humedad MIN | 1.70 | 1.76 | 1.86 | 1.91 | 1.65 | ≥ | 274,860 |
| Densidad (granulometría) MIN | 1.61 | 1.48 | 1.70 | 1.54 | 1.59 | ≥ | 241,266 |
| Capacidad Calorífica MIN | 6.33 | 6.86 | 6.12 | 6.54 | 6.22 | ≥ | 977,280 |
| INVERSION | 43.50 | 55.10 | 39.50 | 41.20 | 38.50 | ≤ | 9,250,176 |

CARBON
BASIS: CARBON

OBJECTIVE: MIN
CONSTRAINTS: 25

VARIABLES: 5
SLACKS: 25

DATE 09-15-1987
TIME 02:05:51

| | X.1 | X.2 | X.3 | X.4 | X.5 | | RHS | |
|------|------|------|------|------|------|----|---------|------|
| COST | 43.5 | 55.1 | 39.5 | 41.2 | 38.5 | | 0 | COST |
| Y.1 | 1 | 1 | 1 | 1 | 1 | <= | 183220 | Y.1 |
| Y.2 | 1 | 1 | 1 | 1 | 1 | >= | 152700 | Y.2 |
| Y.3 | 1 | | | | | >= | 35000 | Y.3 |
| Y.4 | | 1 | | | | >= | 10000 | Y.4 |
| Y.5 | | | 1 | | | >= | 20600 | Y.5 |
| Y.6 | | | | 1 | | >= | 61400 | Y.6 |
| Y.7 | | | | | 1 | >= | 25700 | Y.7 |
| Y.8 | 1 | | | | | <= | 43500 | Y.8 |
| Y.9 | | 1 | | | | <= | 12550 | Y.9 |
| Y.10 | | | 1 | | | <= | 24600 | Y.10 |
| Y.11 | | | | 1 | | <= | 71400 | Y.11 |
| Y.12 | | | | | 1 | <= | 31175 | Y.12 |
| Y.13 | 1.98 | 2.19 | 2.03 | 2.09 | 2.14 | <= | 379280 | Y.13 |
| Y.14 | 3.08 | 2.95 | 3.16 | 2.9 | 3 | <= | 549670 | Y.14 |
| Y.15 | 2.99 | 3.09 | 2.89 | 3.15 | 3.2 | <= | 565070 | Y.15 |
| Y.16 | 1.7 | 1.76 | 1.86 | 1.91 | 1.65 | <= | 329800 | Y.16 |
| Y.17 | 1.61 | 1.48 | 1.7 | 1.54 | 1.59 | <= | 289490 | Y.17 |
| Y.18 | 6.33 | 6.86 | 6.12 | 6.54 | 6.22 | <= | 1000000 | Y.18 |
| Y.19 | 1.98 | 2.19 | 2.03 | 2.09 | 2.14 | >= | 316090 | Y.19 |
| Y.20 | 3.08 | 2.95 | 3.16 | 2.9 | 3 | >= | 458100 | Y.20 |
| Y.21 | 2.99 | 3.09 | 2.89 | 3.15 | 3.2 | >= | 470930 | Y.21 |
| Y.22 | 1.7 | 1.76 | 1.86 | 1.95 | 1.65 | >= | 274860 | Y.22 |
| Y.23 | 1.61 | 1.48 | 1.7 | 1.54 | 1.59 | >= | 241270 | Y.23 |
| Y.24 | 6.33 | 6.86 | 6.12 | 6.54 | 6.22 | >= | 977280 | Y.24 |
| Y.25 | 4.35 | 5.51 | 3.95 | 4.12 | 3.85 | <= | 925020 | Y.25 |
| | X.1 | X.2 | X.3 | X.4 | X.5 | | RHS | |

CARBON SOLUTION IS OPTIMAL

DATE 09-15-1987

TIME 02:08:5

MINIMUM

ENTERS:

BASIS X: 5

VARIABLES: 15

PIVOTS: 13

LEAVES:

BASIS S: 20

SLACKS: 2

LAST INV: 0

DELTA 0

COST 6413130

CONSTRAINTS: 2

| BASIS | S.1 | S.5 | S.24 | X.2 | X.3 | X.4 | X.5 | S.8 | S. |
|--------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|----|
| S.10 | S.11 | S.12 | S.13 | S.14 | S.15 | S.16 | S.17 | S.18 | S. |
| S.21 | S.2 | X.1 | S.22 | S.19 | S.25 | | | | |
| PRIMAL | 30350 | 172.1 | 1406 | 10000 | 20770 | 61400 | 25700 | 8500 | 25 |
| 3828 | 10000 | 5475 | 62580 | 91580 | 93830 | 54390 | 47610 | 21310 | 61 |
| 304.5 | 172.1 | 35000 | 3011 | 602.5 | 99999 | | | | |
| DUAL | 0 | 0 | 5 | 18.23 | 0 | 4.95 | 1 | 0 | 0 |
| 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 |
| 12.5 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | | | | |

CARBON

SOLUTION IS MINIMUM
PRIMAL PROBLEM SOLUTION

COST 6413130

DATE 09-15-19
TIME 02:02:

| VARIABLE | STATUS | VALUE | COST /UNIT | VALUE/UNIT | NET COST |
|----------|----------|----------|------------|------------|----------|
| X.1 | BASIS | 35000 | 43.5 | 43.5 | 0 |
| X.2 | BASIS | 10000 | 55.1 | 55.1 | 0 |
| X.3 | BASIS | 20772.15 | 39.5 | 39.5 | 0 |
| X.4 | BASIS | 61400 | 41.2 | 41.2 | 0 |
| X.5 | BASIS | 25700 | 38.5 | 38.5 | 0 |
| S.1 | BASIS | 30352.85 | 0 | 0 | 0 |
| S.2 | BASIS | 172.1495 | 0 | 0 | 0 |
| S.3 | NONBASIS | 0 | 0 | -5.000001 | 5.00000 |
| S.4 | NONBASIS | 0 | 0 | -18.225 | 18.225 |
| S.5 | BASIS | 172.1495 | 0 | 0 | 0 |
| S.6 | NONBASIS | 0 | 0 | -4.950001 | 4.95000 |
| S.7 | NONBASIS | 0 | 0 | -1.000001 | 1.00000 |
| S.8 | BASIS | 8500 | 0 | 0 | 0 |
| S.9 | BASIS | 2550 | 0 | 0 | 0 |
| S.10 | BASIS | 3827.851 | 0 | 0 | 0 |
| S.11 | BASIS | 10000 | 0 | 0 | 0 |
| S.12 | BASIS | 5475 | 0 | 0 | 0 |
| S.13 | BASIS | 62584.54 | 0 | 0 | 0 |
| S.14 | BASIS | 91575.01 | 0 | 0 | 0 |
| S.15 | BASIS | 93834.48 | 0 | 0 | 0 |
| S.16 | BASIS | 54389.8 | 0 | 0 | 0 |
| S.17 | BASIS | 47613.34 | 0 | 0 | 0 |
| S.18 | BASIS | 21313.45 | 0 | 0 | 0 |
| S.19 | BASIS | 602.4609 | 0 | 0 | 0 |
| S.20 | NONBASIS | 0 | 0 | -12.5 | 12.5 |
| S.21 | BASIS | 304.5191 | 0 | 0 | 0 |
| S.22 | BASIS | 3011.2 | 0 | 0 | 0 |
| S.23 | BASIS | 615.655 | 0 | 0 | 0 |
| S.24 | BASIS | 1405.555 | 0 | 0 | 0 |
| S.25 | BASIS | 283705 | 0 | 0 | 0 |

CARBON SOLUTION IS MINIMUM
OBJECTIVE ROW RANGES

COST 6413130

DATE 09-15
TIME 02:

| VARIABLE | STATUS | VALUE | COST /UNIT | MINIMUM | MAXIMU |
|----------|--------|----------|------------|---------|--------|
| X.1 | BASIS | 35000 | 43.5 | 38.5 | NONE |
| X.2 | BASIS | 10000 | 55.1 | 36.875 | NONE |
| X.3 | BASIS | 20772.15 | 39.5 | 0 | 40.55 |
| X.4 | BASIS | 61400 | 41.2 | 36.25 | NONE |
| X.5 | BASIS | 25700 | 38.5 | 37.5 | NONE |

4.5 EVALUACION ECONOMICA

A) ANALISIS ECONOMICO PARA OPTIMIZAR METODOS DE EXPLOTACION SUBTERRANEA

Es evidente que dados los enormes recursos mineros que tiene el Perú, existe una creciente necesidad para evaluar la posibilidad de arriesgar capital, tanto para Exploraciones como preparación y explotación de depósitos mineros.

Las incertidumbres que se presentan estan relacionadas con: Costos, Leyes, Recuperaciones, Tamaño de Planta Inversión, Mercado de Metales, etc., para medir el efecto de tales variables sobre nuestras decisiones, efectuamos analisis de sensibilidad, utilizando los valores máximos, minimos y más probables.

Debido a que las decisiones gerenciales implican costos y riesgos, pasaremos a calcular lo siguiente:

FLUJO DE CAJA

LA TASA INTERNA DE RETORNO (TIR)

EL INDICE DE RENTABILIDAD

a) DEFINICIONESa.1 TASA INTERNA DE RETORNO (TIR)

$$\sum_P V \text{ FLUJOS ESPERADOS} = \sum_P V \text{ MONTOS INVERTIDOS}$$

$$\sum_P V \text{ BENEFICIOS} = \sum_P V \text{ COSTOS}$$

$$V_N = 0$$

a.2 INDICE DE RENTABILIDAD (RADIO DE BENEFICIO)

$$\text{ES LA RELACION} = \frac{\sum VP \text{ BENEFICIO}}{\sum VP \text{ COSTOS}}$$

$$IR > 1$$

b) CALCULO DEL INDICE DE RENTABILIDADb.1 FUNDAMENTO:

SABEMOS QUE:

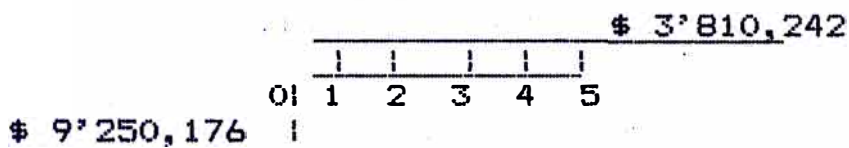
$$\text{INDICE DE RENTABILIDAD} = \text{I.R.} = \frac{\sum VP \text{ BENEFICIOS}}{\sum VP \text{ INVERSIONES}}$$

DONDE:

\sum VP BENEFICIOS = SUMATORIA DE LOS VALORES
PRESENTE DE LOS BENEFICIOS

\sum VP INVERSIONES = SUMATORIA DE LOS VALORES
PRESENTE DE LAS INVERSIONES

b.2 DIAGRAMA DE FLUJO



b.3 CALCULOS

PARA UN PERIODO DE 5 AÑOS SE TIENE QUE:

$$\sum \text{VP BENEFICIOS} = 3.35216 \times 3'810,242$$

$$\sum \text{VP BENEFICIOS} = 12'772,541 \text{ US\$} \quad (1)$$

$$\sum \text{VP INVERSIONES} = 9'250,176.00 \text{ US\$} \quad (2)$$

LUEGO:

$$\text{INDICE DE RENTABILIDAD} = \frac{12'772,541}{9'250,176}$$

$$\text{INDICE DE RENTABILIDAD} = \text{I.R.} = 1.38$$

$$\text{I.R.} = 1.38$$

ESTADO DE PERDIDAS Y GANANCIAS(FLUJO DE CAJA)

PRODUCCION ANUAL OPTIMA 611,488 TM

PRECIO DEL CARBON 55.97 US\$/TM

INVERSION US\$ 9'250,176

COSTO TOTAL OPTIMO (ANUAL) 25'652,520 US\$

| | |
|---------------------------------------|------------|
| VENTAS 611,488 TM x US\$ 55.97/TM | 34,227,400 |
| (-) IMPUESTO A LAS VENTAS (5%) | 1,711,370 |
| | ----- |
| VENTA NETA | 32,516,030 |
| (-) COSTO TOTAL OPTIMO | 25,652,520 |
| | ----- |
| RENTA BRUTA | 6,863,510 |
| (-) DEPRECIACION LINEAL 5 AÑOS | 1,850,035 |
| | ----- |
| RENTA IMPONIBLE | 5,013,475 |
| (-) INGEMMET Y COMUNIDAD MINERA 6% | 300,808 |
| (-) IMPUESTO A LA RENTA 18% | 902,425 |
| | ----- |
| UTILIDAD NETA | 3,810,242 |

VANE (15%) = 3'810,242 x 3.35216 - 9'250,176

VANE (15%) = 3'522,365 US\$

VANE (36%) = 3'810,242 x 2.18073 - 9'250,176

VANE (36%) = - 941,067 US\$

INTERPOLANDO TENEMOS:

TIRE = 31.57 %

VANE (15%) = US\$ 3'522,365 =

CAPITULO V

INTERPRETACION DE LOS RESULTADOS OBTENIDOS CON EL
MODELO

C A P I T U L O V

INTERPRETACION DE LOS RESULTADOS OBTENIDOS CON EL MODELO

5.1.-ANALISIS DE LOS RESULTADOS REFERENTES AL PLANEAMIENTO EN LA MINA RAUL

El cuadro Nº 2.C nos proporciona el Programa de producción óptimo para el periodo Enero-Marzo de 1987, obtenido usando el modelo matemático para la Mina Raúl de la Cía. Minera Pativilca.

Este cuadro nos muestra el tonelaje óptimo que se debe de extraer en dicho periodo por tajeo, por estructura y por método de explotación.

Los tajeos con cuenta 9130401 corresponden a aquellos que se explotan usando el sistema mecanizado, los que tienen la cuenta 9130411 son aquellos que se explotan usando el sistema semimecanizado y los tajeos con cuenta 9110402 corresponden a los del sistema convencional.

Es así como en el cuadro podremos observar el tonelaje a extraer por cada tajeo y por cada método de explotación.

También podemos observar que el cuadro nos muestra el tonelaje a extraer por tajeo y por estructura.

El plan también nos muestra el tonelaje a extraer y su respectiva ley.

El tonelaje obtenido en cada uno de los tajeos está en función de la contribución de cada tajeo u de sus respectivas restricciones, tales como: estándares de

perforación, estándares de horas hombre, recuperación metalúrgica, costos, reservas, etc. Por ejemplo en el tajeo 01 el tonelaje es el mínimo o sea 1000 TM ya que la contribución es baja (2.0 US \$/ TM), y las restricciones tales como: estandar del Track Drill, recuperación metalúrgica, ley máxima exigida por la concentradora y mínima, y las reservas geológicas nos muestran coeficientes más pequeños que en los tajeos donde el tonelaje obtenido es mayor, este análisis y los resultados obtenidos nos muestran la validez del modelo matemático de Programación Lineal.

Para corroborar lo dicho en el párrafo anterior observamos que el mayor tonelaje ha sido obtenido en los tajeos 17 y 18 con 9000 y 8000 Toneladas respectivamente y si observamos nuestra matriz veremos que dichos tajeos son los de mayor contribución y mayor ley, además sus coeficientes en las restricciones son las que consecuentemente nos proporcionan mayor tonelaje, las reservas de mineral de dichos tajeos son asimismo las mayores.

5.2.- BENEFICIOS ECONOMICOS QUE PRODUCE EL MODELO MATEMATICO DE PLANEAMIENTO

El cuadro N° 3.C nos muestra el Programa de Producción convencional para el periodo Enero-Marzo de 1987 elaborado por la superintendencia y los jefes de mina de la Mina Raúl de la Cía. Minera Pativilca S.A., considerando que el tonelaje programado convencionalmente es aproximadamente el mismo que el programado con el modelo matemático se puede hacer una comparación de cual nos produce mayores beneficios económicos; tenemos pues lo siguiente:

PROGRAMA DE PRODUCCION OBTENIDO UTILIZANDO EL MODELO MATEMATICO
PARA EL PERIODO ENERO-MARZO DE 1987 EN LA MINA RAUL

| | | | | | | | PLAN | |
|------------------|-------|---------|---------|-------|-----|--------|------|--|
| ESTRUCTURA | NIV | LABOR | CUENTA | TAJEO | TON | TM | LEV | |
| ----- | | | | | | | | |
| IPOLVORIN | B 75 | T 100 | 9130411 | TAJ01 | X1 | 1000 | 1.85 | |
| ----- | | | | | | | | |
| INTERMEDIO | | | | | | | | |
| ICENTRAL | B 2 | | 9030401 | TAJ02 | X2 | 2000 | 2.00 | |
| | B 3 | | 9030401 | TAJ03 | X3 | 5000 | 1.96 | |
| | B 5 | | 9030401 | TAJ04 | X4 | 1000 | 1.82 | |
| ----- | | | | | | | | |
| INTERMEDIO | | | | | | | | |
| INORTE | B B-9 | T 277-F | 9110402 | TAJ05 | X5 | 4818.7 | 1.89 | |
| | B 8 | T 143-B | 9130411 | TAJ06 | X6 | 2933.3 | 1.96 | |
| ----- | | | | | | | | |
| INTERMEDIO | | | | | | | | |
| INORTE 1 | 0 | T 90 | 9110402 | TAJ07 | X7 | 1000 | 1.83 | |
| | 0 | T 55 | 9110402 | TAJ08 | X8 | 1000 | 1.79 | |
| | | T 74 | 9110402 | TAJ09 | X9 | 1000 | 2.04 | |
| ----- | | | | | | | | |
| INTERMEDIO | | | | | | | | |
| INORTE PISO | -35 | T 267 | 9110402 | TAJ10 | X10 | 1000 | 1.79 | |
| ----- | | | | | | | | |
| BRECHA 6 | | | | | | | | |
| | -100 | T 129 | 9110402 | TAJ11 | X11 | 3100 | 2.25 | |
| ----- | | | | | | | | |
| BRECHA 9 | | | | | | | | |
| | +40 | T 04 | 9110402 | TAJ12 | X12 | 3500 | 2.04 | |
| | 0 | T 325 | 9110402 | TAJ13 | X13 | 1000 | 1.79 | |
| | | | 9110402 | TAJ14 | X14 | 1000 | 2.04 | |
| | | | 9110402 | TAJ15 | X15 | 4000 | 2.04 | |
| | | | 9110402 | TAJ16 | X16 | 3213.8 | 2.04 | |
| ----- | | | | | | | | |
| BRECHA 1,2,3,4,5 | | | | | | | | |
| | -100 | T 219 | 9110402 | TAJ17 | X17 | 9000 | 2.16 | |
| ----- | | | | | | | | |
| IVETAS | | | | | | | | |
| | -100 | T 222 | 9110402 | TAJ18 | X18 | 8000 | 2.19 | |
| ----- | | | | | | | | |
| INTERMEDIO | | | | | | | | |
| ISUR | +40 | T 557 | 9110402 | TAJ19 | X19 | 1000 | 1.89 | |
| ----- | | | | | | | | |

CUADRO 2.C

PROGRAMA DE PRODUCCION CONVENCIONAL PARA EL PERIODO ENERO-MARZO
DE 1987 OBTENIDO EN LA MINA RAUL DE LA CIA. MINERA PATIVILCA S.A

| | | | | | | | PLAN | |
|------------------|-------|---------|---------|-------|-----|------|------|--|
| ESTRUCTURA | NIV | LABOR | CUENTA | TAJED | TON | TM | LEV | |
| ----- | | | | | | | | |
| IPOLVORIN | B 75 | T 100 | 9130411 | TAJ01 | X1 | 3000 | 1.85 | |
| ----- | | | | | | | | |
| INTERMEDIO | | | | | | | | |
| CENTRAL | B 2 | | 9030401 | TAJ02 | X2 | 3219 | 2.00 | |
| | B 3 | | 9030401 | TAJ03 | X3 | 9000 | 1.96 | |
| | B 5 | | 9030401 | TAJ04 | X4 | 9000 | 1.82 | |
| ----- | | | | | | | | |
| INTERMEDIO | | | | | | | | |
| INORTE | B 8-9 | T 277-F | 9110402 | TAJ05 | X5 | 3750 | 1.89 | |
| | B 8 | T 143-B | 9130411 | TAJ06 | X6 | --- | 1.96 | |
| ----- | | | | | | | | |
| INTERMEDIO | | | | | | | | |
| INORTE 1 | 0 | T 90 | 9110402 | TAJ07 | X7 | 3000 | 1.83 | |
| | 0 | T 55 | 9110402 | TAJ08 | X8 | 3000 | 1.79 | |
| | | T 74 | 9110402 | TAJ09 | X9 | --- | 2.04 | |
| ----- | | | | | | | | |
| INTERMEDIO | | | | | | | | |
| INORTE PISO | -35 | T 267 | 9110402 | TAJ10 | X10 | --- | 1.79 | |
| ----- | | | | | | | | |
| BRECHA 6 | -100 | T 129 | 9110402 | TAJ11 | X11 | 7200 | 2.25 | |
| ----- | | | | | | | | |
| BRECHA 9 | +40 | T 04 | 9110402 | TAJ12 | X12 | 3000 | 2.04 | |
| | 0 | T 325 | 9110402 | TAJ13 | X13 | --- | 1.79 | |
| | | | 9110402 | TAJ14 | X14 | 3000 | 2.04 | |
| | | | 9110402 | TAJ15 | X15 | 3000 | 2.04 | |
| | | | 9110402 | TAJ16 | X16 | 3000 | 2.04 | |
| ----- | | | | | | | | |
| BRECHA 1,2,3,4,5 | -100 | T 219 | 9110402 | TAJ17 | X17 | --- | 2.16 | |
| ----- | | | | | | | | |
| VETAS | -100 | T 222 | 9110402 | TAJ18 | X18 | 2250 | 2.19 | |
| ----- | | | | | | | | |
| INTERMEDIO | | | | | | | | |
| ISUR | +40 | T 557 | 9110402 | TAJ19 | X19 | --- | 1.89 | |

CUADRO 3.C

CONTRIBUCION NETA DEL PROGRAMA

DE PRODUCCION OBTENIDO UTILIZANDO EL MODELO = us\$ 246,943.9

CONTRIBUCION NETA DEL PROGRAMA DE PRODUCCION OBTENIDO CONVENCIONALMENTE = us\$ 204,336.0

Luego el beneficio económico que nos produce el modelo es de US\$ 246,943.9 - US\$ 204,336.0 = US\$ 42,607.9

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, precios de los minerales, costos y horas del personal (horas/hombre).

5.3.- RESULTADOS REFERENTES AL PROYECTO MINERO DE CARBON

Los resultados obtenidos con el modelo matemático aplicado al Proyecto minero de carbón nos dan el tamaño óptimo de cada mina (Producción de cada mina), de tal manera que el costo de operación total sea el mínimo.

El costo total mínimo para las cinco minas (costo óptimo) hallado usando el modelo es de US\$ 6'413,130 para el primer trimestre, materia del planteamiento.

5.4.- BENEFICIOS ECONOMICOS QUE PRODUCE EL MODELO MATEMATICO APLICADO A LA OPTIMIZACION DE UN PROYECTO MINERO DE CARBON

En el siguiente cuadro resumimos, la producción o tamaño óptimo para cada mina planteado mediante el modelo matemático de programación lineal y la producción o tamaño diseñado utilizando criterios convencionales.

| UNIDAD OPERATIVA | TAMAÑO O PRODUCCION OPTIMA ENCONTRADA UTILIZANDO EL MODELO | TAMAÑO O PRODUCCION OPTIMA ENCONTRADA UTILIZANDO CRITERIOS |
|------------------|--|--|
| | | |

| | PARA UN TRIMESTRE (TM) | CONVENCIONALES (TM) |
|----------------------|---------------------------|------------------------|
| CERRO HUAYRA | 35,000 | 33,592 |
| CERRO YULACPACCHA | 10,000 | 33,592 |
| CERRO VULCANO | 20,772.15 | 33,592 |
| CERRO TEMBLADERA | 61,400 | 33,592 |
| CERRO TAMBILLO | 25,700 | 33,592 |

El costo encontrado para el primer trimestre, utilizando el modelo matemático de programación lineal es de US\$ 6'413,130 y; el costo entrado utilizando otros criterios es de US\$ 7'316,337.

Por lo tanto el planeamiento realizado utilizando el modelo matemático produce un ahorro o beneficio de US\$ 903,207 para el primer trimestre materia del planeamiento. Además cabe destacar el hecho de que el modelo considera todos los parámetros que entran en el planeamiento, tales como reservas y características fisicoquímicas del carbón; permitiendo en el primer caso la disponibilidad de mineral durante los 10 años de vida de la mina y produciendo en el segundo caso un carbón acorde con las especificaciones exigidas.

CAPITULO VI

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

CAPITULO VI

6.- CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

6.1 OBSERVACIONES Y CONCLUSIONES

OBSERVACIONES

- La mina donde se ha realizado la presente Tesis es la mina "Raúl" de la Cía. Minera Pativilca S.A., en esta mina se produce concentrados de cobre.
- Las reservas de mineral para el año de 1987 son de 2'601,942 con una ley de 1.93 % de Cu., del cual para la Programación de la producción para el primer trimestre se utiliza: 275391.5 TM con una ley promedio de 1.92 % de Cu.
- Las principales zonas de trabajo de explotación están ubicadas en las estructuras siguientes:
 - Polvorin (Semimecanizado)
 - Intermedio Central (Mecanizado)
 - Intermedio Norte (Convencional-Semimecanizado)
 - Intermedio Norte 1 (Convencional)
 - Intermedio Norte Piso (Convencional)
 - Brecha 6 (Convencional)
 - Brecha 9 (Convencional)
 - Brecha 1,2,3,4,5 (Convencional)
 - Vetas (Convencional)
 - Intermedio Sur (Convencional)
- En la mina "Raúl" de la Cía. Minera Pativilva S.A. actualmente se extrae el mineral utilizando 3 sistemas de explotación: a) El Sistema Mecanizado b) El Sistema Convencional y c) El Sistema Semimecanizado.
- El sistema mecanizado utiliza el metodo de derribo por subniveles el Convencional utiliza el metodo de

acumulación dinámica con draw points; y el Semimecanizado que es un Tajo abierto dentro de una boveda subterranea el cual está constituido por un Over Cut, un blast hole y un under Cut.

Hasta el momento en que se estaba preparando el presente trabajo, el planeamiento de minado en la mina Raúl se realizaba en forma convencional sin tomar en cuenta los parametros que conforman la operación en sí.

El mineral de la mina Raúl es extraido de 19 tajeos de los cuales 3 son mecanizados y estan localizados en el cuerpo "Intermedio Central", 2 son semimecanizados y estan localizados en los cuerpos "Polvorin" e "Intermedio Norte" respectivamente, y el resto de los tajeos son explotados por el sistema convencional.

El valor del mineral ha sido calculado tomando como precio del cobre US \$ 0.60/Lb. y el costo promedio total para todos los tajeos es US \$ 22.5/TM..

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 a 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 optima, cual es su contribución y de que recursos se disponen.

- La planificación de minado se hace pues indispensable para poder operar eficientemente, la mejor manera de contrarrestar las variables externas de un empresa es conociendo de que recursos se dispone, para así jugar en la medida al lo posible con los costos fijos y variables versus la ley de minado que es la base de los ingresos.
- 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 parametros existentes en la operación misma, tanto de geología, mina, planta, así como precio de los minerales, costos, horas de trabajo del personal (Horas/Hombre).
- El modelo matemático de planeamiento tiene un alto valor de uso, mejorando de manera apreciable la contribución de la mina "Raúl" de la Cía. Minera Pativilca S.A.- El modelo refleja además la realidad del problema de planificación de la mina.
- Las restricciones consideradas para determinar el plan de producción óptimo son las siguientes:
 - Producción de mina
 - Capacidad de perforadoras
 - Capacidad de acarreo (Scooptram)
 - Capacidad de horas-hombre
 - Leyes en mina (Control de calidad)
 - Capacidad de planta
 - Porcentaje de recuperación
 - Costos.

- La contribución neta del Programa de Producción obtenida utilizando el modelo es de US \$ 246,943.9 y la contribución neta del programa de producción obtenido convencionalmente por los Ingenieros de la mina es de US \$ 204,336 siendo el beneficio económico que nos produce el modelo en el primer trimestre del año de 1987 de US \$ 42,607.9.
- El modelo es aplicado tambien en la toma de decisiones en un Proyecto Minero de Carbón; en este caso el modelo determina la producción óptima de cada una de las 5 minas de carbón que constituyen un denuncio ubicado en la zona de San Luis (Ancash) de tal manera que se minimicen los costos.
- El potencial de recursos carboníferos con que cuenta el Perú se estima en 1,882 millones de TM. de carbón, de los cuales solo el 9.5 % son reservas probadas y probables, alrededor del 85 % de estos es de la clase antracita y el resto corresponde a carbón bituminoso y lignito.
- Las minas en las cuales se aplica el "Modelo Minero de CARBON", están ubicados en la zona carbonífera del Distrito de San Luis (Ancash), y la inversión necesaria para ejecutar el proyecto es de US\$ 9'250,136.00; luego de ejecutado el estudio de factibilidad se obtuvieron los siguientes indicadores económicos:

TIRE = 31.57 %

VANE (15%) = US\$ 3'522,365.00

INDICE DE RENTABILIDAD = I.R. = 1.38

Los cuales indican la rentabilidad del proyecto.

- Las restricciones que regulan el sistema descansan sobre límites de producción, reservas probables de mineral y características fisicoquímicas del carbón (contenido de cenizas, material volátil, carbón fijo, capacidad calorífica, contenido de humedad y densidad-granulométrica).
- El costo en el caso óptimo (usando el modelo) es de US\$ 6'413,130 y el costo encontrado utilizando criterios convencionales es de US\$ 7'316,337, produciéndose por tanto un beneficio económico de US\$ 903,207 para el primer trimestre.
- En ambos casos la DATA del modelo fue procesada utilizando un paquete para microcomputadora (Software) denominado LP-88 (Linear Programming-88) el cual puede resolver modelos de hasta 500 variables por 500 restricciones, el hardware estuvo constituido por un microcomputador de 640 KB de capacidad de memoria.
- Los modelos matemáticos pueden ser aplicados en las diversas fases de la industria minera: Tanto para optimizar las operaciones como en el planeamiento de minado o en la optimización del transporte e incluso como se ha demostrado en la presente tesis en las fases iniciales de un proyecto minero; pero además los modelos matemáticos pueden ser utilizados en proyectos más ambiciosos, como por ejemplo en el planeamiento de largo alcance del desarrollo de la industria minera a nivel nacional para el Perú.

6.2 RECOMENDACIONES

- Los Ingenieros encargados de aplicar los resultados del modelo a la practica deben tener conocimientos adecuados de las tecnicas de programación matemática, en este caso de Programación Lineal, ya que en la practica cuando se les presente el esquema y los resultados de un modelo, al no entender las técnicas de Programación Lineal, comienzan a dudar de la efectividad del modelo y es asi como desechan la idea de aplicarlo y nuevamente comienzan a trabajar en forma CONVENCIONAL.
- Los mandos Jerarquicos Superiores de las Compañías Mineras deben considerar mas seriamente las modernas herramientas de decisión (en este caso los modelos matematicos) para elaborar sus programas de producción, dichos modelos apoyados por las microcomputadoras constituyen la vanguardia de la Ingeniería Moderna.
- Es necesario que exista una mayor organización dentro de la empresa minera y que se respete el nivel jerarquico de cada miembro de la organización de tal manera que se cumplan los principios básicos de la administración.- Al existir una ferrea organización si los niveles superiores estudian y concluyen que es conveniente la aplicación de un modelo matematico al planemiento en este caso, los mandos inferiores tendran que esmerarse en hacerlo y obtener buenos resultados.
- En el caso del proyecto minero de carbón se recomienda explotar el yacimiento usando el metodo de Cámaras y Pilares.

BIBLIOGRAFIA

- 1.- HAMDY A. TAHA; "OPERATIONS RESEARCH AN INTRODUCTION"; MAC MILLAN PUBLISHING CO, INC, NEW YORK, 1982
- 2.- DANTZIG; G.B.; "LINEAR PROGRAMMING AND EXTENSIONS", PRINCETON UNIVERSITY PRESS, PRINCETON, N.J.; 1983.
- 3.- MURTY, KATTA; "LINEAR AND COMBINATORIAL PROGRAMMING", WILEY, NEW YORK 1976.
- 4.- WISMER, D., "OPTIMIZATION METHODS FOR LARGE SCALE SYSTEMS WITH APLICATIONS"; MC GRAW HILL, NEW YORK, 1971.
- 5.- MODER, J. and C PHLLIPS, "PROJECT MANAGEMENT WITH CPM and PERT" 2nd ed.; NEW YORK, 1970
- 6.- R.L. ACKOFF; M.W. SASIENI; "FUNDAMENTOS DE INVESTIGACION DE OPERACIONES", EDITORIAL LIMUSA, MEXICO 1984.
- 7.- M. SASIENT; A. YASPAN; L. FRIEDMAN; "INVESTIGACION DE OPERACIONES, METODOS Y PROBLEMAS"; EDITORIAL LIMUSA, MEXICO 1982.
- 8.- PRAWDA JUAN; "METODOS Y MODELOS DE INVESTIGACION DE OPERACIONES", EDITORIAL LIMUSA S.A., MEXICO 1976.
- 9.- GASS, SAUL I.; "GUIA ILUSTRADA PARA LA PROGRAMACION LINEAL", EDITORIAL CONTINENTAL S.A.; MEXICO 1972.
- 10.-YOURDON E. and CONSTANTINE L., "STRUCTURED DESIGN", PRENTICE HALL, NEW JERSEY 1984.

- 11.-SODERBERG A. and RAUS D.; "PLANNING AND ENGINEERING DESIGN OF OPEN PITS AND QUARRIES".
- 12.-SIMON W. HOULDING; "BENEFITS AND MISCONCEPTIONS OF MINING COMPUTING"; INTERNATIONAL MINING, OCTOBER 1986.
- 13.-BUSINESS SOFTWARE STAFF; "PROJECT PLANNING PROGRAMS; MICROSOFT PROJECT".
- 14.-HARVARD SOFTWARE INC., "HARVARD PROJECT MANAGER".
- 15.-JORGE ALVARES, "PROGRAMACION LINEAL" ed. MARTE GRAF, LIMA 1986.
- 16.-XIV CONVENCION DE INGENIEROS DE MINAS; "PROGRAMACION DE LA PRODUCCION"; JULIO SOLANO SAEZ.
- 17.-XV CONVENCION DE INGENIEROS DE MINAS; "PROGRAMACION LINEAL EN PLANEAMIENTO DE PRODUCCION Y CONTROL DE CALIDAD DE LEYES"; AMBROSIO DULANTO G.
- 18.-XIV CONVENCION DE INGENIEROS DE MINAS; "MODELO MATEMATICO PARA EL CONTROL Y PLANEAMIENTO DE LA PRODUCCION DE MINA"; JUAN MENDOZA F., EDUARDO RAFFO L.
- 19.-GENTRY, DONALD; "PLANEAMIENTO Y DISEÑO DE MINAS".
- 20.-CUMMINS, GIVEN; "SME MINING ENGINEERING HANDBOOK"; EDITORIAL AIME, NEW YORK 1973.
- 21.-PFLEIDER E.P.; "SURFACE MINING"; ed. AIME; NEW YORK 1972.

- 22.-ROBERT PEELE; "MINING ENGINEERS" HAND BOOK", THIRD EDITION;
ed. JOHN WILEY AND SONS, INC.
- 23.-S.BORISOV; M. KLJKOV; B. GORNOVOI; "LABORES MINERAS";
EDITORIAL MIR 1976.
- 24.-GEORGE J. YOUNG; "ELEMENTOS DE MINERIA" EDITORIAL GUSTAVO
GILI S.A.; BARCELONA.
- 25.-DUNIN BORKOWSKI-ESTANISLAD; "ALGUNAS OBSERVACIONES SOBRE LAS
COMPAÑIAS CARBONERAS EN COCABAL"; TESIS DE GRADO UNI 1958.
- 26.-J.R. BRIGHTMAN; "APPLICATION OF DISTRIBUTED MICROPROCESORS TO
COAL PREPARATIONS PLANTS", INTERNATIONAL MINING, JULIO 1986,
COMPUTER PAGE.
- 27.-NN.UU. MANUAL DE PROYECTOS DE DESARROLLO ECONOMICO.
- 28.-V.VIDAL; "EXPLOTACION DE MINAS", EDICION OMEGA S.A.,
BARCELONA 1966.
- 29.-B. STOCES; "ELECCION Y CRITICA DE LOS METODOS DE EXPLOTACION
EN MINERIA", EDICION OMEGA S.A., BARCELONA 1963.
- 30.-A.NOVITZKY; "TRANSPORTE Y EXTRACCION EN MINAS Y A CIELO
ABIERTO"; BUENOS AIRES 1966.
- 31.-DUNIN BORKOWSKI ESTANISLAD; "EL ESTADO PERUANO FRENTE AL
PROBLEMA DEL CARBON"; EMPRESA PROMOTORA DEL CARBON
(PROCARBON) 1986.

- 32.-FIGMM UNI; "PRIMER SIMPOSIUM NACIONAL DEL CARBON";
PROMOCION DE INGENIEROS GEOLOGOS 1985.
- 33.-UNI - INP - BID; "PROYECTO DE INVERSION: COMPLEJO MINERO
ENERGETICO DEL ALTO CHICAMA".
- 34.-UNI INP BID; "PROYECTO DE INVERSION MINERO DE
MICHICUILLAY".
- 35.-JOURNAL OF THE SOUTH AFRICAN INSTITUTE OF MINING AND
METALLURGY (1983); "PLANEAMIENTO, CONTROL Y EVALUACION DE
PROYECTOS DE CARBON".
- 36.-J. ESCUDERO RATTO; "INFORME SOBRE LA EXPLORACION GEOLOGICA
EN EL AREA CARBONIFERA COMPRENDIDA ENTRE LOS RIOS HUAYLAS,
APONA, SANTA Y ALREDEDORES DEL PUEBLO DE HUAYLAS"; EMPRESA
PROMOTORA DEL CARBON (PROCARBON) 1986.
- 37.-INSTITUTO LATINOAMERICANO DEL FIERRO Y EL ACERO; "EL MERCADO
LATINO AMERICANO DEL CARBON Y COQUE PARA LA INDUSTRIA
SIDERURGICA"; CARACAS, VENEZUELA 1972.
- 38.-INSTITUTO LATINOAMERICANO DEL FIERRO Y EL ACERO; "TECNOLOGIA
DEL CARBON Y REDUCTORES SOLIDOS PARA EL ALTO HORNO";
CARACAS, VENEZUELA 1972.
- 39.-JORGE AGRAMONTE BERRIOS; "INVENTARIO PRELIMINAR DEL CARBON
MINERAL EN EL PERU"; DE RE METALLICA, ENERO-FEBRERO 1985.

A P E N D I C E A

A P E N D I C E - A

FUNDAMENTOS DE PROGRAMACION LINEAL

1.- DEFINICION

La Programación Lineal es un enfoque sistemático y matemático de un determinado problema, con el fin de hallar una solución óptima o la mejor. Implica una función lineal del objetivo y una serie de restricciones o limitaciones lineales.

La función objetivo de un problema puede consistir en minimizar algunas funciones, tales como el tiempo, el costo o los materiales, o en maximizar otros, como por ejemplo los beneficios. Las restricciones pueden darse en función de capacidades de máquinas, tiempo, materia prima o capital de inversión disponibles, y de otros factores limitantes.

La programación lineal usa un modelo matemático para describir el problema. El objetivo lineal significa que todas las funciones matemáticas en este modelo deberán ser lineales.

2.- EL MODELO MATEMATICO

El corazón de la Investigación de Operaciones es el modelo que provee una estructura concisa para analizar un problema de decisión de una manera sistemática. En este sentido, dos componentes básicos son necesarios para construir un modelo:

- 1.- El objetivo del sistema
- 2.- Las restricciones impuestas sobre el sistema

Tanto el objetivo como las restricciones deben ser expresados en términos de las variables controlables (cursos de acción) del sistema. El análisis del modelo deberá pues producir el mejor curso de acción (en términos del objetivo) que satisfaga a todas las restricciones del sistema.

La complejidad de un sistema real puede tornar difícil la etapa de identificación del objetivo y las restricciones del problema que se estudia. Por lo cual es esencialmente conveniente reducir la dimensión del problema de tal manera que sea factible desarrollarlo mediante el modelo. Por fortuna, aunque una situación real puede inducir un número substancial de variables y restricciones, usualmente una pequeña fracción de ellas influyen de manera dominante en la conducta del sistema.

De este modo la simplificación del sistema real para el propósito de construir un modelo, debe concentrarse primeramente, en identificar las variables dominantes, parámetros y restricciones.

En la siguiente figura se describen los niveles de abstracción de una situación de la vida real que nos lleva a la construcción de un modelo.



3.- CONSTRUCCION DEL MODELO MATEMATICO DE PROGRAMACION LINEAL

La construcción de un modelo matemático puede ser iniciada al responder las tres preguntas siguientes:

a) ¿Qué es lo que el modelo busca determinar? en otras palabras, ¿Cuáles son las variables (desconocidas) del problema?

b) ¿Qué restricciones pueden ser impuestas sobre las variables para satisfacer las limitaciones del sistema modelado?

c) ¿Cuál es el objetivo (meta) que necesita ser LOGRADO en orden para determinar la óptima (mejor) solución de entre todos los valores factibles de las variables?

La mejor manera de responder estas preguntas es mediante el siguiente ejemplo:

En la Mina Raúl de la Cía. Minera Pativilca se desea determinar el tonelaje óptimo a producir en 2 tajeos de la sección mecanizada de la mina (cuerpos: Intermedio Central e Intermedio Norte) de tal manera que se MAXIMICE la contribución y se satisfagan las restricciones de capacidad de planta, Ley mínima especificada por la planta y límites de producción de las labores.

La construcción del modelo matemático implica, primero identificar las variables y luego expresar el objetivo y las restricciones como funciones matemáticas de las variables, de donde nosotros tenemos lo siguiente:

VARIABLES

Desde que nosotros deseamos determinar el tonelaje a producir en 2 tajeos en la sección mecanizada de la mina (Cuerpos : Intermedio Central e Intermedio Norte) las variables del modelo pueden ser definidas como:

X_{ic} = Tonelaje producido en el tajeo del cuerpo Intermedio Central

X_{in} = Tonelaje producido en el tajeo del Cuerpo Intermedio Norte

FUNCION OBJETIVO

Desde que la contribución en el tajeo del Cuerpo Intermedio Central es de US\$ 4/Ton la contribución total para las X_{ic} toneladas será de $4X_{ic}$ US\$; de igual modo la contribución total para el tajeo del Intermedio Norte será de $3X_{in}$ US\$.

La contribución total puede expresarse como la suma de ambas contribuciones.

Si nosotros representamos por Z la contribución total. La función objetivo puede ser escrita matemáticamente como: Determinar los valores factibles de X_{ic} y X_{in} , tales que MAXIMICEN la contribución total $Z = 4x_{ic} + 3X_{in}$

RESTRICCIONES

Las restricciones impuestas por capacidad de planta puede ser expresada verbalmente como sigue:

| | | |
|---------------|--------|-------------------------|
| PRODUCCION DE | | CAPACIDAD DE |
| LOS TAJEOS | \geq | LA PLANTA CONCENTRADORA |

Esto conduce a la siguiente restricción:

$X_{ic} + X_{in} \geq 90$

La restricción por leyes fijadas por la planta puede ser expresada verbalmente como sigue:

El Promedio ponderado (por la producción de los tajeos) de las leyes de los tajeos \geq Ley Mínima aceptada por la planta

El Promedio ponderado (por la producción de los tajeos) de las leyes de los tajeos \leq Ley Máxima aceptada por la planta

Matemáticamente estos pueden ser expresados así:

$$\frac{2.0 X_{ic} + 2.25 X_{in}}{X_{ic} + X_{in}} \geq 1.1$$

$$\frac{2.0 X_{ic} + 2.25 X_{in}}{X_{ic} + X_{in}} \leq 2.0$$

Estas restricciones pueden reducirse a:

$$2.0 X_{ic} + 2.25 X_{in} \leq 180$$

$$2.0 X_{ic} + 2.25 X_{in} \geq 100$$

La restricción por límite de producción de las labores puede ser expresado verbalmente como:

producción del Tajeo Intermedio Central o Int. Norte \leq Reservas de mineral del Tajeo Intermedio Central o Intermedio Norte

Matemáticamente estas son representadas así:

$$X_{ic} \leq 50$$

$$X_{in} \leq 60$$

Una restricción implícita que evita que las variables tomen valores negativos (menores que cero) son las RESTRICCIONES DE NO NEGATIVIDAD las cuales son normalmente escritas como:

$$X_{ic} \geq 0 \quad (\text{Tajeo del Intermedio Central})$$

$$X_{in} \geq 0 \quad (\text{Tajeo del Intermedio Norte})$$

El modelo matemático para el problema descrito puede ser resumido como sigue.

Determinar el tonelaje a producir en los tajeos Intermedio, Central e Intermedio Norte, X_{ic} y X_{in} de tal manera que:

$$\text{MAXIMICE } Z = 4X_{ic} + 3X_{in} \quad (\text{Función Objetivo})$$

Sujeto a:

$$\begin{array}{rcl} X_{ic} + X_{in} & \leq & 90 \\ 2.0 X_{ic} + 2.25 X_{in} & \leq & 180 \\ 2.0 X_{ic} + 2.25 X_{in} & \geq & 100 \\ X_{ic} & \leq & 50 \\ X_{in} & \leq & 60 \end{array} \quad \left. \vphantom{\begin{array}{rcl} X_{ic} + X_{in} & \leq & 90 \\ 2.0 X_{ic} + 2.25 X_{in} & \leq & 180 \\ 2.0 X_{ic} + 2.25 X_{in} & \geq & 100 \\ X_{ic} & \leq & 50 \\ X_{in} & \leq & 60 \end{array}} \right\} \text{Restricciones}$$

4.- SOLUCION GRAFICA DEL MODELO DE PROGRAMACION LINEAL

En esta sección consideramos la solución del modelo minero.- El modelo puede ser resuelto gráficamente ya que tiene solo dos variables.- Para modelos con tres o mas variables, el metodo gráfico es impractico o imposible.

RESTRICCIONES

$$X_{IC} + X_{IN} \leq 90 \dots \textcircled{1}$$

$$2X_{IC} + 2.25X_{IN} \leq 180 \dots \textcircled{2}$$

$$2X_{IC} + 2.75X_{IN} \geq 100 \dots \textcircled{3}$$

$$X_{IC} \leq 50 \dots \textcircled{4}$$

$$X_{IN} \leq 60 \dots \textcircled{5}$$

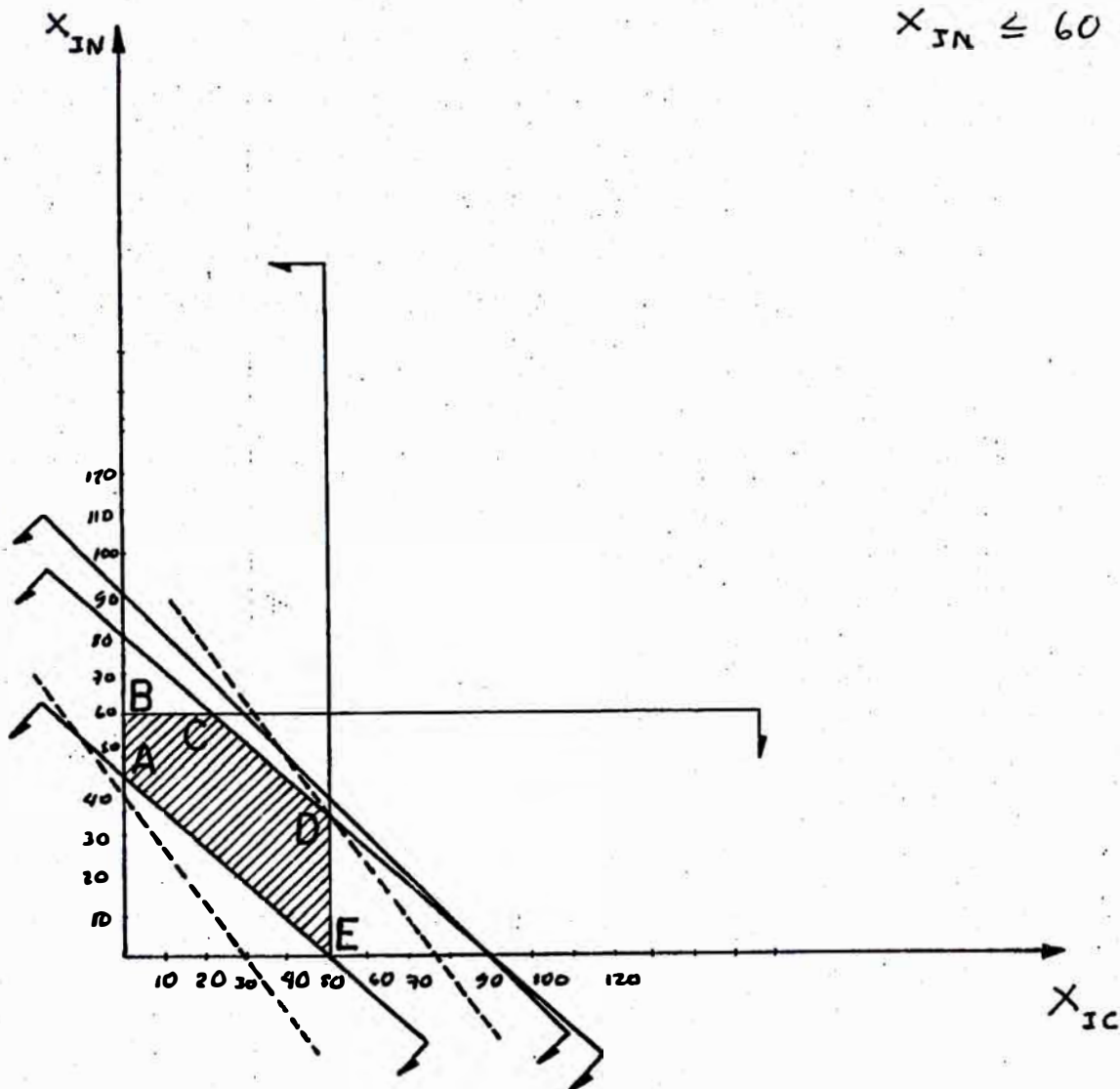


FIGURA N° 1A

$$2X_{IC} + 2.25X_{IN} = 180$$

$$X_{IC} = 50$$

$$\Rightarrow X_{IN} = 35.5 \text{ TM} \Rightarrow Z = 306.5 \text{ US \$}$$

El primer paso en el método gráfico es trazar en un plano las soluciones factibles, o el espacio solución (factible), el cual satisface todas las restricciones simultáneamente.

La figura 1.A describe el espacio solución requerido. - Las restricciones de no negatividad $X_{ic} \geq 0$ y $X_{in} \geq 0$ confinan todas las soluciones factibles en el primer cuadrante (el cual es definido por el espacio arriba o sobre el eje X_{ic} y el que se muestra a la derecha o sobre el eje X_{in})

El espacio encerrado por las restricciones restantes es determinado reemplazando (\leq) por $(=)$ para cada restricción, produciendo de este modo la ecuación de una línea recta.

Cada una de estas líneas rectas es entonces graficada en el plano (X_{ic}, X_{in}) , y la región de influencia de la inequación es indicada por la flecha. - El espacio solución resultante es mostrado en la figura por el área A B C D E.

Analicemos el significado de la zona sombreada. - Cualquier punto dentro de ella cumple simultáneamente con las cinco restricciones y con las restricciones de no negatividad.

Ahora el problema consiste en maximizar la función $Z=4X_{ic} + 3X_{in}$ sobre la región sombreada de la figura 1.A que representa a las restricciones del problema lineal en estudio.

Procedamos pues a graficar esta función:

Sea $Z=0$, entonces la pendiente de la función es:

$$m = -\frac{4}{3}$$

Tal como se muestra en la figura.

Las líneas discontinuas de la figura representan diferentes valores de la función Z que se desea maximizar.- Graficando la función objetivo en la figura, se obtiene que la recta $4X_{ic} + 3X_{in} = 306.5$ representa el máxima valor de la función Z , sujeta a las restricciones del programa lineal propuesto.

Cualquier valor de $Z > 100$ no tendrá ningún punto común con la región sombreada de la figura.

La recta $Z = 306.5$ y la región sombreada tienen, en este caso un punto común D , cuyas coordenadas son:

$$X_{ic} = 50 \text{ tm}; \quad X_{in} = 35.5 \text{ TM}$$

Este punto es la solución del problema y el valor óptimo de la función objetivo es:

$$Z = 306.5 \text{ US } \$.$$

EL METODO SIMPLEX

El Método simplex ideado por G.B. DANTZING, es uno de los instrumentos más potentes desarrollados en los últimos años a fin de analizar datos económicos, comerciales y fabriles.

Ha aumentado sobre manera el ímpetu de la decisión científica de la cual se ha apoderado la ingeniería manufacturera en los últimos años.

El método SIMPLEX es un método que resuelve cualquier problema de programación lineal; este método consiste en un procedimiento algebraico que progresivamente se acerca a la

solución óptima a través de un proceso iterativo bien definido, hasta alcanzar finalmente la respuesta óptima.

Este método puede ejecutarse a mano, pero para un gran número de variables y restricciones se vuelve muy laborioso.- Sin embargo esto se ha superado actualmente con la ayuda de la computadora para lo cual existe un SOFTWARE bien definido con paquetes para microcomputadora con el Linear Programming-BB (LP-BB), el SIMPLEX ALGORITHM (LP) para sistemas grandes como la IBM 3278 el MATHEMATICAL PROGRAMMING SYSTEM (MPS).

EL ALGORITMO DEL SIMPLEX

La programación lineal difiere de muchos problemas en que nos vamos acercando a una solución a través de un número predecible de pasos.- La solución del problema requiere de un número de pasos o iteraciones que no pueden pronosticarse.- A causa de la secuencia de pasos y el número de iteraciones la explicación se vuelve bastante intrincada lo que es difícil recordar en que parte del ciclo estamos.- Para resolver esta dificultad damos a continuación un cursograma.

-DESCRIPCION DE CADA PASO

PASO 1.- Expresar el problema en forma matemática es su parte mas difícil, los cálculos son efectuados ahora utilizando computadora, pero la verdadera habilidad esta en el primer paso de formulación correcta del problema.

PASO 2.- Como se requieren numerosos cálculos en cada iteración, es esencial que las ecuaciones se establezcan en una forma que haga los cálculos tan convenientes como sea posible.

PASO 3.- El método SIMPLEX es un método iterativo o cíclico en que nuevos factores se agregan mientras que otros se eliminan y se hacen evaluaciones en cada paso.- Se evalúa el problema según la primera propocisión.

PASO 4.- En este paso se elige el nuevo factor.

PASO 5.- El factor por eliminar es seleccionado.

PASO 6.- Aquí el problema se resuelve realmente.

PASO 7.- Se evalúa la solución para determinar si el ciclo ha terminado o si ha de continuar subiendo al paso 4 y empezando de nuevo.

A P E N D I C E B

APENDICE - B
MANUAL DE MANEJO DEL LP-88

INSTRUCCION

El LP-88 está constituido por cuatro menus de actividades que muestran todas las funciones que pueden efectuarse con el paquete, dichos menus son:

- 1.- El MASTER menú.
- 2.- El SETUP menú.
- 3.- El EXECUTION menú.
- 4.- El OUTPUT menú.

Cada uno de éstos menus tienen a su vez diez funciones cada uno, como puede verse en la Fig. 1, dichas funciones son manejadas por las teclas F1 a F10 de la computadora.

B.- PROCEDIMIENTO

El procedimiento a seguir para usar el paquete es el siguiente.

- 1.- Ante todo, contando con el Hardware ya descrito anteriormente, el suario debe cerciorarse que la impresora es encendida y con su respectivo papel colocado, ya que de lo contrario el sistema queda "colgado" y el paquete no funcionará.
- 2.- Una vez que se ha colocado el diskette y se ha prendido la computadora se preiona la tecla <ENTER> y así se pasa al usuario temporal y en la pantalla aparece:

C>

Entonces se escribe

C> a:

Y en la pantalla aparece

A>

Escribiendose entonces el comando

A> AUTOEXEC

Luego de lo cual aparece en la pantalla el menú de actividades que se muestra en la Figura a.

Se presiona luego la tecla ENTER seis veces y obtiene el MASTER MENU en la parte inferior de la pantalla ver Fig. 2.- Luego se presiona la tecla F1 para obtener el SETUP MENU el cual aparece en la pantalla tal como puede verse en la Fig. 3.- Dentro de éste menú se presiona NEWPR (Nuevo problema), al hacerlo aparece en la pantalla la pregunta "Name of New Problem?" y se le da el nombre del problema, en éste caso PLANEAMIENTO, al presionar ENTER aparece en el siguiente renglón la pregunta OBJECTIVE (MAX or MIN)?, en este caso del planeamiento se puso MAX como respuesta.

- 3.- Al presionar ENTER aparece en el siguiente renglón la pregunta NUMBER OF CONSTRAINTS ? se pone entonces el número de restricciones que en nuestro caso es de 49 y al presionar ENTER aparece en la pantalla la pregunta ¿NUMBER OF NONSLACK VARIABLES ? y se pone el número de variables que es 19 en el caso del planeamiento.- (Ver Fig. 4).
- 4.- Al presionar ENTER aparece en la pantalla el nombre del problema, el objetivo, el número de restricciones, el número de variables y el SETUP menú como puede verse en la Fig. 5.

- 5.- Luego se presiona la tecla F4 o sea la función SAVE, apareciendo en la pantalla la pregunta NAME FOR SAVED PROBLEM ? y se pone el nombre matemático PLANEAMIENTO, luego se presiona ENTER y aparece la pregunta PLANEAMIENTO to be SAVED AS PLANEAMIENTO (Y/N)? a lo que se responde con Y o YES y ENTER (Ver Fig. 6).
- 6.- A continuación se presiona la tecla F3 que corresponde a la función DISPLAY, apareciendo inmediatamente en la pantalla la MATRIS de Funcion Objetivo, Restricciones y variables; como puede verse en la Fig. 8.
- 7.- Una vez que se ha llenado la matriz con los datos se procede a llamar al MASTER menú el cual nos provee de la Función SOLVE, al presionar la tecla F2 que comanda dicha función aparece en la pantalla el EXECUTION menú como puede verse en la Fig. 9, al presionar ENTER se obtiene la solución y en la parte inferior de la pantalla el SETUP menú.
- 8.- Al presionar la tecla F8 se obtiene el OUTPUT menú el cual nos proporciona la solución PRIMAL y la solución DUAL.

Linear Programming for the IBM-PC
 LP88 - Version 4.11 (C)Copyright Eastern Software Products, Inc. 1983, 1984
 36246 Bytes Free

| KEY | MASTER MENU | SETUP MENU | EXECUTION MENU | OUTPUT MENU |
|-----|---------------|----------------|----------------|----------------|
| F1 | SETUP MENU | FILES LIST | PAUSE/CONTINUE | PRIMAL VALUES |
| F2 | SOLVE PROBLEM | NEW PROBLEM | STEP/CONTINUE | DUAL VALUES |
| F3 | RERUN w BASIS | DISPLAY EDITOR | INVERT MATRIX | COST RANGES |
| F4 | RESTART w INV | SAVE PROBLEM | CHANGE LIMITS | RHS RANGES |
| F5 | GET SOLUTION | DELETE FILE | PIVOT ON X | INVERSE MATRIX |
| F6 | OLD PROBLEM | OLD PROBLEM | DELTA X | INV*A MATRIX |
| F7 | BATCH MODE | INPUT FILE | SHORT PRINTOUT | SAVE SOLUTION |
| F8 | OUTPUT MENU | PRINT ARRAY | RECORD PIVOTS | SAVE BASIS |
| F9 | END SESSION | MASTER MENU | MASTER MENU | MASTER MENU |
| F10 | HELP | HELP | HELP | HELP |

Input Storage File for Printed Output (<Enter> for LPT1:)?

FIG 1

Linear Programming for the IBM-PC

LP88 - Version 4.11 (C)Copyright Eastern Software Products, Inc. 1983, 1984

36246 Bytes Free

| KEY | MASTER MENU | SETUP MENU | EXECUTION MENU | OUTPUT MENU |
|-----|---------------|----------------|----------------|----------------|
| F1 | SETUP MENU | FILES LIST | PAUSE/CONTINUE | PRIMAL VALUES |
| F2 | SOLVE PROBLEM | NEW PROBLEM | STEP/CONTINUE | DUAL VALUES |
| F3 | RERUN w BASIS | DISPLAY EDITOR | INVERT MATRIX | COST RANGES |
| F4 | RESTART w INV | SAVE PROBLEM | CHANGE LIMITS | RHS RANGES |
| F5 | GET SOLUTION | DELETE FILE | PIVOT ON X | INVERSE MATRIX |
| F6 | OLD PROBLEM | OLD PROBLEM | DELTA X | INV*A MATRIX |
| F7 | BATCH MODE | INPUT FILE | SHORT PRINTOUT | SAVE SOLUTION |
| F8 | OUTPUT MENU | PRINT ARRAY | RECORD PIVOTS | SAVE BASIS |
| F9 | END SESSION | MASTER MENU | MASTER MENU | MASTER MENU |
| F10 | HELP | HELP | HELP | HELP |

Input Storage File for Printed Output (<Enter> for LPT1:)?

Input Line Width for Printed Output?

Input Storage File for Coefficient Array (<Enter> for Memory)?

Input Storage File for Inverse Array (<Enter> for Memory)?

WARNING: Default Drive Must NOT be Write Protected.

Press Function Key for MASTER Menu Selection

1SETUP 2SOLVE 3RERUN 4RESTAR 5GET SO 6OLD PR 7BATCH 8OUTPUT 9END SE 0HELP

FIG 2

Linear Programming for the IBM-PC
 LP88 - Version 4.11 (C)Copyright Eastern Software Products, Inc. 1983, 1984
 9140 Bytes Free

| KEY | MASTER MENU | SETUP MENU | EXECUTION MENU | OUTPUT MENU |
|-----|---------------|----------------|----------------|----------------|
| F1 | SETUP MENU | FILES LIST | PAUSE/CONTINUE | PRIMAL VALUES |
| F2 | SOLVE PROBLEM | NEW PROBLEM | STEP/CONTINUE | DUAL VALUES |
| F3 | RERUN w BASIS | DISPLAY EDITOR | INVERT MATRIX | COST RANGES |
| F4 | RESTART w INV | SAVE PROBLEM | CHANGE LIMITS | RHS RANGES |
| F5 | GET SOLUTION | DELETE FILE | PIVOT ON X | INVERSE MATRIX |
| F6 | OLD PROBLEM | OLD PROBLEM | DELTA X | INV*A MATRIX |
| F7 | BATCH MODE | INPUT FILE | SHORT PRINTOUT | SAVE SOLUTION |
| F8 | OUTPUT MENU | PRINT ARRAY | RECORD PIVOTS | SAVE BASIS |
| F9 | END SESSION | MASTER MENU | MASTER MENU | MASTER MENU |
| F10 | HELP | HELP | HELP | HELP |

Press Function Key for MASTER Menu Selection

1SETUP 2SOLVE 3RERUN 4RESTAR 5GET SO 6OLD PR 7BATCH 8OUTPUT 9END SE 0HELP

NONE
BASIS: NONE

OBJECTIVE:
CONSTRAINTS: 0

VARIABLES: 0
SLACKS: 0

DATE 12-27-1986
TIME 03:13:48

1FILES 2NEW PR 3DISPLA 4SAVE P 5DELETE 6OLD PR 7INPUT 8PRINT 9MASTER 0HELP

FIG 3

Name of New Problem? PLANEAMIENTO

1FILES 2NEW PR 3DISPLA 4SAVE P 5DELETE 6OLD PR 7INPUT 8PRINT 9MASTER 0HELP

Name of New Problem? PLANEAMIENTO
Objective (MAX OR MIN)? MAX
Number of Constraints? 49
Number of Nonslack Variables? 19

1FILES 2NEW PR 3DISPLA 4SAVE P 5DELETE 6OLD PR 7INPUT 8PRINT 9MASTER 0HELP

FIG 4

PLANEAMIENTO
BASIS: NONE

OBJECTIVE: MAX
CONSTRAINTS: 49

VARIABLES: 19
SLACKS: 0

DATE: 12-27-1986
TIME: 03:16:05

1FILES 2NEW PR 3DISPLA 4SAVE P 5DELETE 6OLD PR 7INPUT 8PRINT 9MASTER 0HELP

F1G5

PLANEAMIENTO OBJECTIVE: MAX VARIABLES: 19 DATE 12-27-1986
BASIS: NONE CONSTRAINTS: 49 SLACKS: 0 TIME 03:16:56

Name for Saved Problem? PLANEAMIENTO
PLANEAMIENTO to be Saved as PLANEAMIENTO (Y/N)?

1FILES 2NEW PR 3DISPLA 4SAVE P 5DELETE 6OLD PR 7INPUT 8PRINT 9MASTER 0HELP

FIG 6

PLANEAMIENTO
BASIS: NONE

OBJECTIVE: MAX
CONSTRAINTS: 49

VARIABLES: 19
SLACKS: 0

DATE 12-27-1986
TIME 03:17:57

1FILES 2NEW PR 3DISPLA 4SAVE P 5DELETE 6OLD PR 7INPUT 8PRINT 9MASTER OHELP

FIG 7

PLANEAMIENTO

STARTING SIMPLEX ALGORITHM

DATE 12-28-1986

TIME 12:12:02

| | | | | |
|-----------------------------------|----------|-------------|--------------|----|
| ENTERS: | BASIS X: | 0 | VARIABLES: | 19 |
| PIVOTS: 0 | LEAVES: | 0 | SLACKS: | 49 |
| LAST INV: 0 | DELTA 0 | RETURN 0 | CONSTRAINTS: | 49 |
| 1) Iteration Limit | | 168 | | |
| 2) Reinversion Frequency | | 1000 | | |
| 3) Pivot Tolerance | | .0000001 | | |
| 4) Feasibility Tolerance | | .00001 | | |
| 5) Reduced Cost Tolerance | | -.0000001 | | |
| 6) Inverse Element Tolerance | | .0000000001 | | |
| 7) Primal Solution Display Scale | | 1 | | |
| 8) Dual Solution Display Scale | | 1 | | |
| 9) Objective Value Display Scale | | 1 | | |
| 10) Reinvert at Termination | | NO | | |
| 11) Print Solution at Termination | | YES | | |
| 12) Save Basis at Termination | | NO | | |
| 13) Save Solution at Termination | | NO | | |
| 14) Print a Record of the Pivots | | NO | | |

Input Control Number (<Enter> to Run)

1PAUSE/ 2STEP/C 3INVERT 4CHANGE 5PIVOT 6DELTA 7SHORT 8RECORD 9MASTER 0HELP