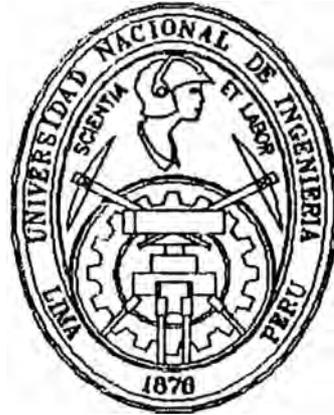


UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINERA Y METALÚRGICA



**MODELO SIMPLIFICADO DE PLANEAMIENTO DE
MINADO A CORTO PLAZO**

TESIS

Para Optar el Título Profesional de

INGENIERO DE MINAS

AGAPITO VICENTE OROZCO MOREYRA

LIMA - PERÚ

1995

Dedicatoria:

A Dios, "que hizo el mundo y todas las cosas que en él hay, siendo Señor del cielo y de la tierra. El es quien da a todos vida y aliento y todas las cosas. Porque en él vivimos, y nos movemos, y somos."

(Discurso del Apóstol Pablo en Atenas, año 58 D.C.)

A mis padres, Maximiliano y Edelmira, por su dedicación y constante aliento.

A Silvia, mi compañera, por su amor y ayuda leal.

INDICE

	<u>Página</u>
Dedicatoria	ii
Indice	iii
Acercas del Autor	viii
Agradecimientos	ix
SUMARIO	1
INTRODUCCIÓN	2
SECCIÓN 1 : PARTE TEÓRICA	
CAPÍTULO 1: PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA DE LA TESIS	
1.1. FORMULACION DEL PROBLEMA GENERAL	4
1.2. FORMULACION DEL PROBLEMA ESPECIFICO	5
1.3. FORMULACION DE OBJETIVOS	8
1.4. JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA	9
1.5. ALCANCES Y LIMITACIONES	10
CAPÍTULO 2: MARCO TEÓRICO CONCEPTUAL DEL PLANEAMIENTO DE MINADO	
2.1. CONCEPTOS DE INVESTIGACIÓN DE OPERACIONES	
2.1.1. Generalidades	11
2.1.2. Toma de Decisiones	11
2.1.3. Sistema y Modelo	13
2.1.4. Sistemas de Información	15
2.2. CONCEPTOS DE PROGRAMACIÓN LINEAL	
2.2.1. Definiciones	19
2.2.2. Clases de Modelos de Programación Lineal	20
2.2.3. Campos de Aplicación	20
2.2.4. Etapas para su Aplicación	21

	<u>Página</u>
2.3. APLICACIONES DE PROGRAMACIÓN LINEAL EN EL PERU	25
2.4. PROGRAMACIÓN LINEAL EN EL PLANEAMIENTO DE MINADO	
2.4.1. Metodología Típica de Planeamiento	29
2.4.2. Estrategias de Planeamiento y Modelización	32
2.4.3. Uso del Método de Criterios Múltiples	40
2.5. RESEÑA DEL MODELO DE PLANIFICACIÓN DE CASAPALCA	
2.5.1. Objetivo	44
2.5.2. Formulación	44
2.5.3. Estructura Computacional	46
2.5.4. Reportes del Modelo	46
2.5.5. Beneficios Esperados	47
2.5.6. Problemas de Implementación	47
2.5.7. Situación Actual del Modelo	50
2.6. HIPÓTESIS CENTRAL	
2.6.1. Necesidad de un Modelo Simplificado de Planeamiento	51
2.6.2. Enfoque de Factores Críticos de Éxito	52
2.6.3. Restricciones Geológicas	53
2.6.4. Restricciones de la Operación Minera	54
2.6.5. Condiciones de Implementación	55
2.6.6. Características Deseables de un Modelo Computarizado	56
2.6.7. Beneficios Previstos	57
2.6.8. Enunciado de la Hipótesis Central	59
 CAPÍTULO 3: FORMULACIÓN DEL MODELO SIMPLIFICADO DE MEZCLA DE MINERAL	
3.1. FORMULACION DEL PROBLEMA	60
3.2. CONSTRUCCIÓN DEL MODELO	
3.2.1. Supuestos de Simplificación	61

	<u>Página</u>
3.2.2. Elementos del Modelo	62
3.2.3. Estructura Matemática	63
3.2.4. Observaciones	70
3.3. OBTENCIÓN DE UNA SOLUCIÓN	
3.3.1. Algoritmo de Solución	70
3.3.2. Tipos de Soluciones	71
3.3.3. Ejemplo de Aplicación - Mina XYZ	72
3.3.4. Análisis de Sensibilidad	78
3.4. VERIFICACIÓN DEL MODELO	
3.4.1. Calibración del Modelo	89
3.4.2. Estandarización de Magnitudes	90
3.4.3. Determinación de Prioridades	93
3.4.4. Cálculo de Coeficientes de Priorización	96
3.4.5. Ejemplo de Priorización - Mina XYZ	97
3.5. CONTROLES SOBRE LA SOLUCIÓN	
3.5.1. Aplicación de un Modelo Computarizado	105
3.5.2. Procedimiento de Implantación del Modelo	106
3.5.3. Determinación y Verificación de Parámetros	108
3.6. EJECUCION DE LA SOLUCION	
3.6.1. Pasos para la Operación del Modelo	111
3.6.2. Cambios Operacionales	112
3.6.3. Cambios radicales en los Métodos Cuantitativos	113
3.6.4. Capacitación	114
3.7. MODIFICACIONES PREVISTAS AL MODELO	114

SECCIÓN II : PARTE PRÁCTICA

CAPÍTULO 4: ANÁLISIS Y DISEÑO LÓGICO DEL SISTEMA DE INFORMACIÓN DEL MODELO DE MEZCLA

4.1. METODOLOGÍA DE DESARROLLO INFORMÁTICO	
4.1.1. Generalidades	118
4.1.2. Pasos del Análisis y Diseño Lógico	119
4.2. ANÁLISIS DEL SISTEMA	120
4.3. ANÁLISIS DE REQUERIMIENTOS	121
4.4. DISEÑO LÓGICO DEL SISTEMA	124
4.4.1. Modelo de Procesos	125
4.4.2. Modelo de Datos	126
4.4.3. Estructura del Sistema	127
4.4.4. Tablas Normalizadas del Sistema	128
4.5. DISEÑO DE UNA OPERACIÓN AUTÓNOMA DEL SISTEMA	130
4.6. CONSIDERACIONES DE DISEÑO COMPUTACIONAL	134

CAPÍTULO 5: APLICACIÓN DEL MODELO EN LA MINA ANDAYCHAGUA DE CENTROMIN

5.1. DEFINICIÓN DEL PROBLEMA	
5.1.1. Antecedentes de la Unidad de Producción Andaychagua	136
5.1.2. Objetivo de la Modelización	142
5.1.3. Metodología de Trabajo	142
5.2. PRUEBA DE LA HIPÓTESIS CENTRAL	
5.2.1. Planteamiento de Alternativas	144
5.2.2. Curvas de Evolución de la Solución Óptima	145
5.2.3. Valorización Estimada del Mineral	148
5.2.4. Ejemplo de Corrida - Alternativa 1	148

	<u>Página</u>
5.3. DISCUSIÓN DE RESULTADOS OBTENIDOS	
5.3.1. Corrida Estándar	151
5.3.2. Alternativa 1	153
5.3.3. Alternativa 2	156
5.3.4. Conclusiones del Caso Mina Andaychagua	161
CAPÍTULO 6: BENEFICIOS Y VALORIZACIÓN DEL MODELO	
6.1. ANÁLISIS ECONÓMICO DE PROYECTOS INFORMÁTICOS	
6.1.1. Valorización de Proyectos Informáticos	162
6.1.2. Método del Período de Recuperación Simple	163
6.2. COSTOS DE DESARROLLO Y OPERACIÓN	
6.2.1. Parámetros de Costo	164
6.2.2. Costo de Desarrollo del Sistema	165
6.2.3. Costo Mensual de Operación	166
6.3. BENEFICIOS TANGIBLES E INTANGIBLES	
6.3.1. Beneficios Tangibles	167
6.3.2. Beneficios Intangibles	169
6.3.3. Estimación del Beneficio Mensual	169
6.4. VALORIZACIÓN DEL MODELO DE MEZCLA	
6.4.1. Período de Recuperación Simple	170
6.4.2. Valor Presente Neto	171
CAPÍTULO 7: CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	
7.1. RESPECTO A LA FORMULACIÓN DEL MODELO	172
7.2. RESPECTO A SU PUESTA EN PRÁCTICA	172
7.3. RECOMENDACIONES	173
BIBLIOGRAFÍA	174

ACERCA DEL AUTOR

Integrante del Tercio Superior de la Promoción 1977-2 "Ing. Wilfredo Huayta" (UNI). B.Sc. en Ingeniería de Minas (1981). Luego de egresar de esta su Alma Mater, el autor ha adquirido experiencia variada tanto en la dirección de las operaciones mineras como en la concepción y desarrollo de proyectos informáticos.

Inició su experiencia profesional en la Unidad Yauricocha de Centromin Perú S.A. en Mayo 1978, como Asistente Jefe de Sección Mina. Durante 1980-1982 laboró como Jefe de Sección Mina en la Unidad Orcopampa (Arequipa) de la Compañía de Minas Buenaventura S.A. Entre sus aportes está el desarrollo de un Sistema de Incentivos para Empleados y Obreros Mineros en la Unidad Orcopampa.

En 1982 incursionó en el área de informática minera, iniciándose como Analista de Geoestadística de la Oficina de Informática de Centromin Perú. Actualmente se desempeña como Analista Senior de Sistemas. Sus aportes incluyen el desarrollo de sistemas de información y modelos matemáticos que apoyan actividades de exploración geológica, explotación minera, concentración de minerales y metalurgia extractiva; para cuya implementación ha utilizado computadoras mainframe IBM 4381, workstations IBM RS/6000 y microcomputadores AT compatibles.

Sus estudios incluyen la obtención de un Diploma de Post-Grado en la materia "On Line Systems Design", cursada en el Okinawa International Center, Japón (1991) mediante una Beca otorgada por JICA. Asimismo participa permanentemente en seminarios de actualización sobre tecnología de información.

Ejerció la docencia en la Cátedra de Geoestadística Minera (UNI) durante 1984-1986, como Profesor Contratado a Tiempo Parcial. Ha participado como Ponente en el I y II Conversatorio Regional de Minería, organizados por el Instituto de Ingenieros de Minas del Perú (1986 y 1988), asimismo en el I Coloquio Nacional de Investigación Operativa, organizado por el CONCYTEC (1985). Difundió también su "Estudio Geológico y Estadístico de Mina Andaychagua" a través de la Revista "MINAS" de la UNI (Julio 1986).

AGRADECIMIENTOS

Deseo expresar mi gratitud a todas aquellas personas que hicieron posible el desarrollo del presente trabajo, especialmente a los supervisores de la Gerencia de Operaciones Mineras y de la Oficina de Informática de Centromin Perú S.A. que de alguna forma u otra me apoyaron, ya sea mediante sus observaciones ó al recomendarme un buen libro de consulta; y más importante aún por haberme brindado la oportunidad de desarrollar el presente Modelo en forma paulatina a partir de sus aplicaciones iniciales en Casapalca, Cerro de Pasco y Morococha.

Asimismo agradezco a la Gerencia de Operaciones Mineras por haberme permitido utilizar los resultados del estudio que sobre el mismo tema realicé entre Octubre y Diciembre de 1994, a solicitud de la Superintendencia General de la U.P.Andaychagua. Esta tarea fue propicia para probar la validez del Modelo, con resultados satisfactorios.

El consejo práctico y la prolija revisión de los borradores de la presente Tesis se los debo a mi Profesor y Asesor, Ing. Isaac Ríos Quinteros, Director de la Escuela de Minas. La revisión final correspondió al Ing. Jaime Mercado Fernández, Docente de la Facultad y Consultor de la firma MINCONSULT. A ellos vaya mi sincero reconocimiento.

Finalmente, a mi esposa Silvia y a mis hijos Israel, Renán, David y Gloria, expreso mi amor y agradecimiento por saber comprender cuando dedicaba demasiadas noches y fines de semana a la investigación del presente Modelo, y por animarme a la conclusión de la presente Tesis.

Lima, Agosto de 1995

*MODELO SIMPLIFICADO DE
PLANEAMIENTO DE MINADO
A CORTO PLAZO*

SUMARIO

La presente Tesis busca demostrar la factibilidad de construir y aplicar un Modelo Matemático de Planeamiento de Minado a Corto Plazo, que reúna las siguientes condiciones:

- útil, para determinar una mezcla óptima de mineral y uniforme en el tiempo tanto en calidad y cantidad,
- flexible, para examinar diferentes alternativas de planeamiento variando únicamente las prioridades de metas múltiples,
- diseño computacional tal que permita su operación sencilla, flexible, rápida y económica, en la operación minera rutinaria,
- cuya implementación apoye cambios sustanciales en los procedimientos de organización, control y operación, tendientes a lograr mayor eficiencia y productividad.

La Tesis está dividida en dos partes. En la parte teórica se explica el porqué de la aplicación de un Modelo Matemático Simplificado de Planeamiento de Minado. En la parte práctica se plantea cómo implementar esta solución mediante el uso de una red de microcomputadoras en el campamento minero.

Se cumple también con el propósito didáctico de apoyar la difusión de técnicas de investigación de operaciones en los problemas mineros, mediante la exposición clara de la estructura del Modelo y su aplicación paso a paso en una mina hipotética. Asimismo se reseña una aplicación práctica del Modelo en la Unidad de Producción Andaychagua de Centromín Perú S.A., efectuada en Diciembre 1994, para apoyar el Planeamiento Operativo 1995.

La aplicación del Modelo en la operación diaria puede aportar significativos beneficios económicos, tanto por el incremento de ingresos debido a una alimentación óptima de mineral a concentradora, como por el ahorro debido a la asignación eficaz de los recursos en general. Esto se explica en detalle en el capítulo 6, donde se ha esbozado una valorización del Modelo en función de los beneficios que implicaría su uso rutinario. Para el efecto se recomienda construir el sistema de información delineado en la presente Tesis.

INTRODUCCIÓN

*"Optimizar es la ciencia de lo esencial,
satisfizar es el arte de lo factible."*

Samuel Eilon¹

La industria minera se enfrenta cada vez a mayores exigencias en cuanto a la calidad de sus productos, racionalización del uso de los recursos y el control del medio ambiente circundante a cada operación minera. En este marco, aún cuando el planeamiento a largo plazo sea bien concebido y se haya llegado a establecer una secuencia anual de minado, la operación minera debe enfrentarse a continuas fluctuaciones en el dinámico mercado de metales y no-metales, y al medio ambiente político-económico interno y externo, tales que pueden afectar seriamente al negocio minero en marcha.

Un planeamiento a corto plazo muy ágil y flexible es la herramienta esencial para corregir el rumbo y superar las dificultades encontradas, a fin de mantener una producción de concentrados en los niveles de calidad y cantidad exigida por los compromisos de entrega periódica. En nuestro país esta situación es más delicada por cuanto los recursos de capital y equipo minero son relativamente escasos; en muchas operaciones mineras la infraestructura disponible es obsoleta y su disponibilidad física es baja y variable, de manera que los planes de producción no siempre se cumplen a cabalidad.

El presente trabajo plantea una metodología de Planeamiento a Corto Plazo basada en la modelización de las operaciones mineras en condiciones promedio de la industria minera nacional, a fin de posibilitar una alimentación óptima diaria de mineral, en cantidad y calidad uniforme, desde los frentes de explotación hasta la concentradora. Antes que aplicar académicamente ciertos criterios de optimización matemática, se trata de obtener una solución que satisfaga diferentes metas, algunas de ellas opuestas entre sí.

Con el presente Modelo se pretende dar una solución sencilla al problema de la programación de producción a corto plazo, desde una perspectiva pragmática, mientras que superemos esta etapa transitoria previa a la actualización tecnológica minera al estándar internacional, luego de un aislamiento prolongado en las dos últimas décadas.

¹ EILON, Samuel (UK): "Goals and Constraints in Decision Making". Canada, 1971. [HIL91]

SECCIÓN I

PARTE TEÓRICA

CAPÍTULO 1

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA DE LA TESIS

1.1. FORMULACION DEL PROBLEMA GENERAL

El problema general del planeamiento de minado a corto plazo es la programación de producción en periodos mensuales, semanales y diarios, determinando la extracción de mineral, consistente con los planes de producción a mediano y largo plazo (anuales, semestrales y trimestrales) por cada área y labor, hasta el nivel de frentes de extracción.

Los planes de producción a mediano plazo consideran por lo general la calidad y cantidad de concentrados a producirse, tal que cubran los compromisos de entrega a una fundición, bajo ciertas condiciones contractuales de comercialización. Para el logro de la óptima combinación de recuperación y grado del concentrado se requiere mantener una alimentación de mineral de cabeza, constante en volumen y uniforme en calidad, cada día y aún cada hora, además de la optimización del proceso de concentración.

En tal sentido, las funciones de control tienden actualmente hacia el monitoreo de la operación, pues se dispone de instrumentación prácticamente para todo uso, de modo que se puede contar con información real del proceso cada 10 minutos sobre el peso en tolvas y fajas, ensayos, etc. Con el uso de microcomputadores cada vez más veloces y poderosos algoritmos de programación matemática, se puede correr cada 10 minutos un modelo matemático con información real para controlar eficazmente la operación entera.

Entre otras aplicaciones interesantes, se cuenta en el mercado con sistemas de ensaye rápido in-situ, como el "Borehole Logging System" que permite determinar los contactos de mineral y las leyes utilizando un probador gamma-gamma que se introduce en los taladros de exploración (DDH) y en taladros de voladura, cuya aplicación permitirá controlar oportunamente la dilución de manera eficiente, y obtener las leyes en el frente de explotación con suficiente precisión.

Estamos asistiendo a la aplicación cada vez mas amplia de la filosofía CIM (Computer Integrated Manufacturing) o Manufactura Integrada por Computadora en todas las facetas de la industria minero metalúrgica, con mayor énfasis en el procesamiento mineralúrgico y metalúrgico. [MAG93], [ARB93]. Ver figura 1.

La operación minera subterránea se ha ido racionalizando en dos frentes principales: mecanización y automatización. A partir de la década de 1980 se ha incrementado notablemente el aporte de la automatización, integrando todo el proceso productivo mediante computadora desde el nivel de sensores y actuadores hasta el nivel de sistemas DSS de soporte a la toma de decisión (Decision Support Systems). En las figuras 2 y 3 se aprecia la tendencia general de mayor automatización y la integración con sistemas de información computarizados, en este caso de la industria minera alemana del carbón en la cuenca del Ruhr. Con ello se han incrementado la productividad y los beneficios. [CZW93]

Es evidente pues que la modelización actual se orienta mayormente al planeamiento de minado a corto plazo, con el fin de que la operación minera responda a las exigencias cada vez mayores de calidad, es decir, mineral de cabeza de calidad uniforme en todo momento.

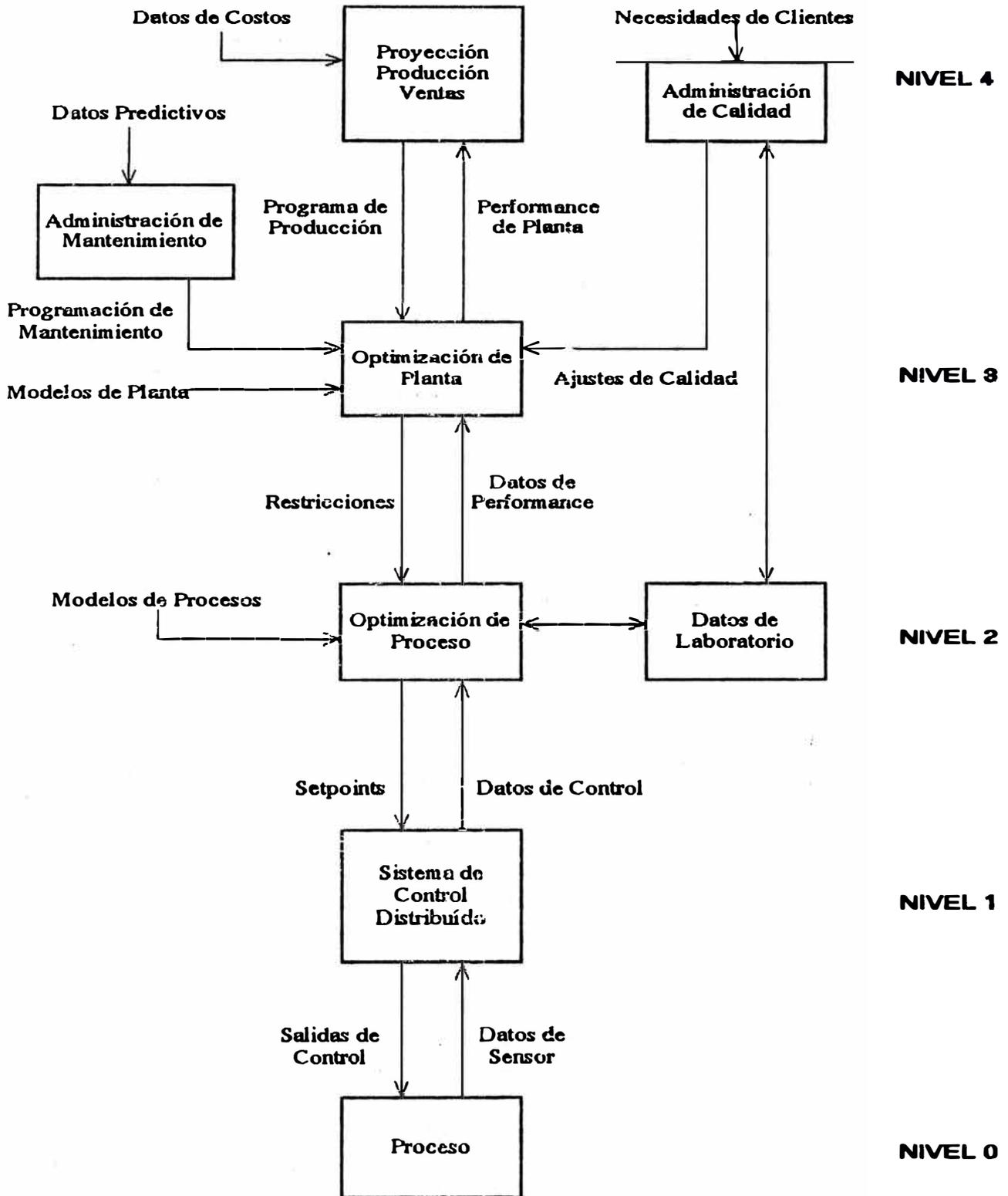
1.2. FORMULACION DEL PROBLEMA ESPECIFICO

El logro de una alimentación constante de mineral en cantidad y calidad implica un "blending" adecuado de mineral de mina, que comúnmente es de calidad heterogénea, junto con una programación cuidadosa de extracción de mineral de las labores en producción teniendo en cuenta las restricciones propias de los ciclos de minado por cada método de explotación y los recursos disponibles.

¿Cómo lograr tal "blending" de mineral? ¿Qué estrategia de solución debe aplicarse? ¿Cómo lograr el mejor aprovechamiento de los minerales cubrados por exploración y desarrollo? ¿Cómo lograr la mezcla deseada para obtener el mayor beneficio posible tanto a corto plazo como a largo plazo?.

La solución a estas interrogantes se complica al considerar que en la naturaleza contamos con mineral económico escaso, y que los yacimientos al ser explotados van empobreciendo paulatinamente.

**Figura 1: NIVELES JERARQUICOS DEL CONCEPTO C.I.M.
(Computer Integrated Manufacturing)**



Fuente: Bhatt, S., Mehta, C.: "Process Control ties into Business"
Chemical Engineering. McGraw-Hill. May 1992

OMS

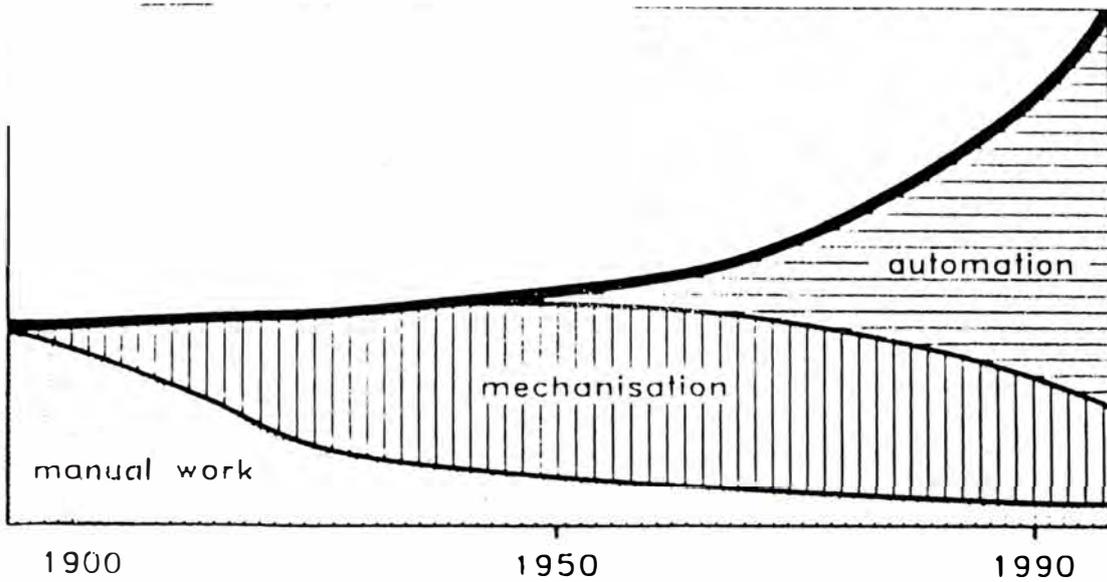


Fig. 2: Mechanisation and automation

Level 5:
Mine control level

Level 4:
Area control level

Level 3:
Group control level

Level 2:
Process control level

Level 1:
Process level

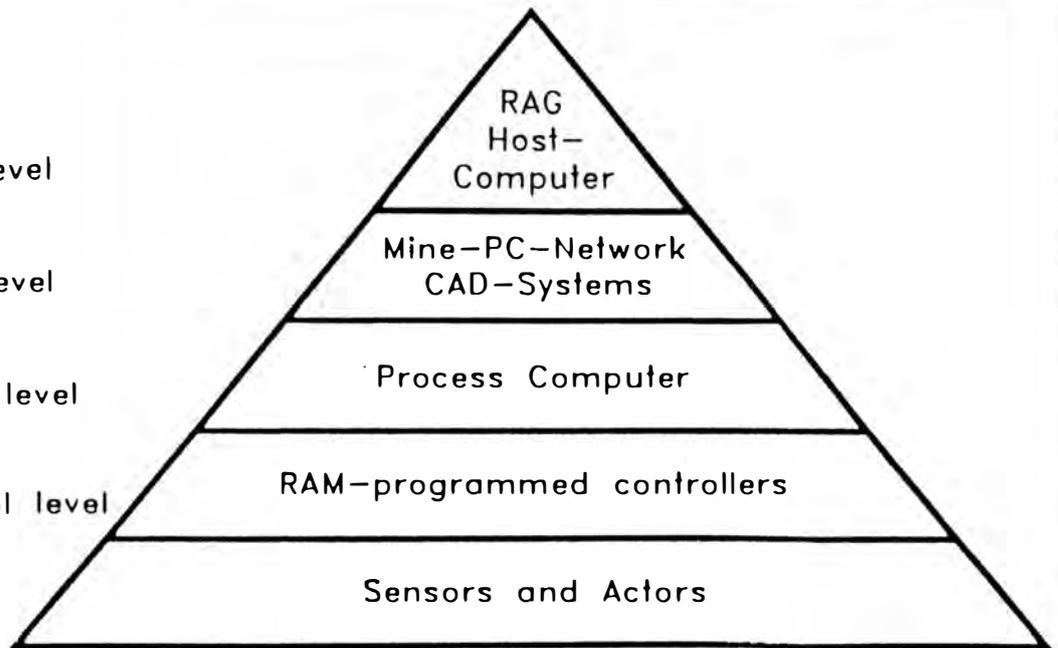


Fig. 3: RAG-Information-System

Fuente: Czwalinna,H.: "Progress in the Automation of the German Hardcoal Industry". World Mining Equipment. January 1993.

Por otro lado, en nuestro país tanto los recursos de capital y equipo minero son escasos. En muchas operaciones mineras la infraestructura disponible es obsoleta y su disponibilidad física es baja y variable, de manera que los planes de producción establecidos en un plan mensual no siempre se cumplen a cabalidad.

Se requiere entonces, aplicar una metodología de programación de la producción que responda a tales exigencias y haga posible el logro de una alimentación óptima diaria de mineral en cantidad y calidad estable.

En cuanto a la metodología de cálculo, no siempre es posible resolver a mano tal asignación óptima de tonelajes a extraer de diversos tajeos, salvo que el número de tajeos sea pequeño.

1.3. FORMULACION DE OBJETIVOS

Las consideraciones anteriores indican la necesidad de contar con una herramienta de programación lo suficientemente ágil y precisa, que evalúe diferentes alternativas de extracción según las restricciones específicas de la operación y los objetivos diarios de alimentación a concentradora, y además cumpla los lineamientos generales del programa de producción a largo plazo.

Para ello esta herramienta debe reunir ciertas condiciones mínimas:

- que permita formalizar y evaluar diferentes metas de optimización al mismo tiempo, sencilla en la interpretación de resultados y en su aplicación a las operaciones mineras,
- robusta en su concepción formal o matemática,
- flexible y que permita retroalimentar según los cambios en la operación misma,
- que no requiera demasiada información para su uso,
- que proporcione respuestas consistentes en corto tiempo,
- que permita evaluar diferentes alternativas rápidamente,
- y finalmente, que su costo de utilización sea mínimo.

Es evidente que para construir una herramienta de este tipo es necesario el uso de técnicas informáticas. En el computador es posible tener respuesta casi inmediata a varias alternativas y en breve tiempo.

Para el logro de resultados aún mas eficaces es necesario contar con sistemas de instrumentación de **control electrónico en línea y en tiempo real**, con dispositivos que controlen tanto el peso del mineral como su calidad, y activen otros dispositivos para la clasificación (p.ej. "ore sorters"). De este modo se puede obtener un verdadero "blending" en condiciones ideales.

Sin embargo otra condición es que la herramienta de programación a utilizar consuma recursos mínimos para su utilización, tanto en tiempo y dinero. Por ello nos remitimos a plantear una alternativa económica de solución basada en un modelo de programación lineal resuelto por microcomputadora. El uso de sistemas de control de procesos debe ser motivo de otro tema de Tesis.

1.4. JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA

El problema planteado es inherente a la labor cotidiana del Ingeniero de Minas. De la óptima programación de la producción de mineral depende que se obtengan los resultados deseados en la Planta Concentradora cada día, y por ende del ejercicio mensual.

Sin embargo en la práctica minera no se concede la importancia debida al "blending" diario de mineral, y no por desidia sino por la virtual imposibilidad de contar con una herramienta como la descrita al inicio de cada jornada, tal que permita evaluar en pocos minutos diferentes alternativas del programa de extracción, según las exigencias del objetivo diario de producción y las restricciones del momento. Así, el Ingeniero de Minas se ve limitado a establecer un "blending" aproximado, basado únicamente en su experiencia y criterio profesional.

El problema se agrava si el esquema organizativo de la empresa es deficiente y concede mayor importancia al logro de metas mensuales por departamento como elemento de valoración del desempeño del personal ejecutivo. Es práctica común en algunas minas enviar mineral pobre o diluido durante la primera semana de cada mes con el fin de "ganar tonelaje", y recién incrementar la ley de cabeza a partir de la segunda quincena con la finalidad de "balancear" el logro de los objetivos en tonelaje y ley de ese mes. Sin embargo el daño causado al proceso de concentración es irreversible, y en consecuencia el producto final a comercializar es de baja calidad.

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

Por otro lado, existe un paradigma común en nuestras minas: "los modelos matemáticos son sólo artefactos teóricos que no pueden ser aplicados en la operación minera, y están restringidos a un fin puramente académico". La presente Tesis intenta demostrar la falacia de tal afirmación.

1.5. ALCANCES Y LIMITACIONES

Entre las limitaciones del presente trabajo, cabe mencionar que no se abordan los problemas relacionados al establecimiento de los ciclos de minado según los métodos de explotación que se apliquen. Tampoco se aborda el problema de la asignación óptima de equipo minero. Estos problemas conducen a la formulación de complejos modelos de programación lineal multiperiodo y de simulación. Este fue el caso del Modelo Matemático de Planificación de Mina Casapalca de Centromín Perú S.A. que estuvo orientado al planeamiento minero a mediano y largo plazo. Dicho modelo presentaba el inconveniente de requerir para su operación del uso de un computador del tipo Mainframe, por lo general no disponible en un campamento minero peruano.

Como se ha señalado anteriormente, el objetivo de esta Tesis es presentar un Modelo Simplificado de Mezcla de Mineral que sirva de apoyo eficaz al Ingeniero de Minas en la programación diaria de la extracción, con el apoyo de una microcomputadora. Se provee una solución sencilla y bastante aproximada al problema del "blending" y la programación de producción a corto plazo, desde una perspectiva pragmática.

Se debe enfatizar que cualquier modelo por sí solo no logrará la optimización de la producción en el horizonte de corto plazo. Hará falta implementar la automatización y control de procesos en la operación minera, junto con la modernización de los procedimientos de organización, control y operación, tendientes a lograr mayor eficiencia y productividad.

CAPÍTULO 2

MARCO TEÓRICO CONCEPTUAL DEL PLANEAMIENTO DE MINADO

2.1. CONCEPTOS DE INVESTIGACIÓN DE OPERACIONES

2.1.1. GENERALIDADES

Las técnicas de Investigación Operativa tienen cada vez nuevas aplicaciones en relación a la toma de decisiones en campos tan diversos como la industria, la agricultura, la minería, el transporte, la educación, la planificación, la administración, la economía, la defensa, etc.

En las dos últimas décadas, la difusión de las técnicas de Investigación Operativa ha alcanzado un auge realmente impresionante. Esto es, probablemente, el resultado de contar con la computadora, como un dispositivo apropiado para resolver algoritmos complejos; y por otro lado la necesidad real cada vez más exigente de hacer una utilización óptima de los recursos; por cuanto estos existen en cantidades limitadas.

2.1.2. TOMA DE DECISIONES

La aplicación de la Investigación Operativa en ciertos problemas específicos, tiene por objetivo la determinación de una buena decisión, y si es posible la determinación de la decisión óptima según cierto criterio pre-especificado.

La evaluación de una decisión implica el uso de cierto criterio de valor, o medida de utilidad, el cual recibe el nombre de función de utilidad. Algunas funciones de utilidad son fácilmente cuantificables, en cambio otras no. El volumen de ventas por mes puede

ser medido en unidades específicas según sea el caso (TMS, m3, etc.); en cambio el nivel de satisfacción de los clientes corresponde a una evaluación de tipo subjetivo.

En la toma de decisiones participan los siguientes elementos: el tomador de decisiones, el problema, las alternativas (o cursos de acción) y la función de utilidad. Esta última es definida por el tomador de decisiones, correspondiente a cierto criterio de decisión.

Dado un problema, la determinación de la decisión óptima es equivalente a la determinación de la alternativa o conjunto de alternativas que optimizan a cierta función de utilidad dada. Es decir que dos o más alternativas podrían ser igualmente deseables por cuanto optimizan cierta función de utilidad.

Tabla 1. Características de las Decisiones

	PLANEAMIENTO ESTRATÉGICO	PLANEAMIENTO TÁCTICO	CONTROL DE OPERACIONES
OBJETIVO	Adquisición de Recursos	Utilización de Recursos	Ejecución
HORIZONTE TEMPORAL	Largo	Medio	Corto
NIVEL DE COMPROMISO	Alto	Medio	Bajo
ALCANCE	Amplio	Medio	Local
FUENTES DE INFORMACIÓN	Principalmente Externa	Externa e Interna	Interna
NIVEL DE DETALLE DE INFORMACIÓN	Altamente agregado	Moderadamente Agregado	Bajo
GRADO DE INCERTIDUMBRE	Alto	Moderado	Bajo
GRADO DE RIESGO	Alto	Moderado	Bajo

Según H. Gutiérrez [GUT93]

El planeamiento es básicamente un proceso de toma de decisiones. Las decisiones pueden ser hechas mediante procesos intuitivos o racionales. Las decisiones intuitivas

pueden resultar en beneficios a corto plazo, si la decisión es correcta, pero tiene la desventaja que nadie más que el originador sabe los supuestos utilizados.

El proceso racional de toma de decisiones involucra cuatro etapas:

- (1) entendimiento o diagnóstico de los problemas involucrados en el logro de las metas,
- (2) búsqueda de las soluciones más promisorias,
- (3) análisis y comparación de las consecuencias de cada alternativa,
- (4) selección de la mejor alternativa y trazo del plan de acción.

La decisión se convierte entonces en un plan, y el plan es una decisión. Planeamiento es como usar hombres y materiales, y donde y cuando usarlos [BOY73]. Esto es más evidente en el caso del planeamiento de minado a corto plazo. (Tabla 1).

2.1.3. SISTEMA Y MODELO

Sistema es un conjunto formado por elementos interconectados de acuerdo a cierto criterio de ordenamiento u organización para lograr un objetivo común. [ALV90]

Para estudiar un sistema es necesario aislarlo del resto del universo. El aislamiento de un sistema implica la partición del universo en dos. Una parte lo constituye el sistema en estudio y la otra lo constituye todo aquello que no pertenece al sistema, y recibe el nombre genérico de mundo exterior o ambiente.

Bajo este concepto un sistema tiene una frontera cuya determinación permite analizar la estructura del sistema. Un sistema recibe estímulos del mundo exterior, a través de las entradas al sistema, y a su vez, el sistema actúa sobre el mundo exterior mediante las salidas o respuestas del sistema.

Modelo es la representación de un sistema de acuerdo a los objetivos del estudio del sistema. Es decir, para cierto objetivo de estudio ciertas partes del sistema son relevantes, y si cambia el objetivo del estudio, las partes relevantes del sistema probablemente serán otros.

Según el objetivo del estudio, un sistema puede estar representado por diferentes modelos. Existen varias clases de modelos según su forma de presentación, es decir,

cómo se expresan; y según su estructura, es decir, por la interrelación entre sus elementos.

En la Investigación de Operaciones interesan los modelos de tipo simbólico, que se expresan mediante algoritmos matemáticos; y los de tipo procedimiento, que se expresan mediante un conjunto de pasos que indican el procedimiento a seguir en la solución de un problema.

Tabla 2. Técnicas Comunes de Investigación de Operaciones

<ul style="list-style-type: none"> • Multiplicadores de Lagrange • Métodos de programación matemática: <ul style="list-style-type: none"> - Programación lineal - Programación paramétrica - Programación entera - Programación no-lineal - Programación estocástica • Métodos de simulación • Métodos de optimización multietapa <ul style="list-style-type: none"> - Procesos markovianos - Programación dinámica - Principio del máximo de Pontryagin 	<ul style="list-style-type: none"> • Teoría de colas • Teoría de juegos • Teoría de decisión y utilidad • Teoría de inventario • Métodos de superficie de respuesta <ul style="list-style-type: none"> - Métodos de búsqueda - Operación evolutiva EVOP - Operación evolutiva Simplex auto-orientada SSDEVOP • Teoría de secuenciación • Análisis de redes <ul style="list-style-type: none"> - PERT - CPM
--	--

Según J. Mutnansky [MUT73]

Las técnicas de optimización permiten encontrar las alternativas óptimas sin necesidad de considerar todas las opciones, es decir, con sólo un subconjunto reducido de ellas. Esto no es posible con las técnicas de simulación, que se orientan a la búsqueda de soluciones posibles, cuando el problema es inherentemente estocástico (probabilístico).

Dentro de los métodos de Programación Matemática la Programación Lineal goza una preferencia especial debido a sus múltiples aplicaciones y debido a la existencia de un método poderoso de solución de programas lineales, el Método Simplex, sobre todo vía la Computadora.

Tabla 3. Calidad de Resultados con Programación Matemática

RESULTADOS	PROGRAMACIÓN LINEAL		PROGRAMACIÓN NO-LINEAL		PROGRAMACIÓN DINÁMICA	
	Número	%	Número	%	Número	%
BUENOS	102	76	38	57	27	53
REGULARES	21	16	19	28	15	29
POBRES	6	3	6	9	3	6
INCIERTOS	7	5	4	6	6	12
TOTAL	133	100	67	100	51	100

Según el estudio "Mathematical Programming in American Companies: A Sample Survey" de Noviembre 1976 [HIL91]

2.1.4. SISTEMAS DE INFORMACIÓN

Todo sistema organizacional depende, en mayor o menor medida, de una entidad abstracta denominada **sistema de información**.

Un sistema de información es el medio por el cual los datos fluyen de una persona o departamento hacia otros, y puede ser cualquier cosa, desde la comunicación interna entre los diferentes componentes de la organización y líneas telefónicas hasta sistemas de cómputo que generan reportes periódicos para varios usuarios. [SEN92]

Los sistemas de información proporcionan servicio a todos los demás sistemas de una organización y enlazan todos sus componentes en forma tal que éstos trabajen con eficiencia para alcanzar el mismo objetivo.

Categorías de los Sistemas de Información:

- Sistema para el procesamiento de transacciones: sustituye los procedimientos manuales por otros basados en computadora. Trata con procesos de rutina bien estructurados, donde existen muy pocas excepciones a los procedimientos normales. Incluye aplicaciones para el mantenimiento de registros. Ejemplo típico: aplicaciones de cajeros automáticos.

- **Sistema de información administrativa:** proporciona la información que será empleada en los procesos de decisión administrativos. Trata con el soporte de situaciones de decisión bien estructuradas. Es posible anticipar los requerimientos de información más comunes. Ejemplo típico: reportes semanales o mensuales de producción y ventas, en combinación cca información externa de tendencias de precios, etc.
- **Sistema para el soporte de decisiones:** proporciona información a los directivos que deben tomar decisiones sobre situaciones particulares. Apoyan la toma de decisiones en circunstancias que no están bien estructuradas. No es posible diseñar de antemano tanto el formato como el contenido de los reportes del sistema. En consecuencia, los sistemas para el soporte de decisiones deben tener una flexibilidad mayor que la de los demás sistemas de información. Frecuentemente para cubrir los requerimientos del Usuario se debe acceder a información de diferentes sistemas de información.

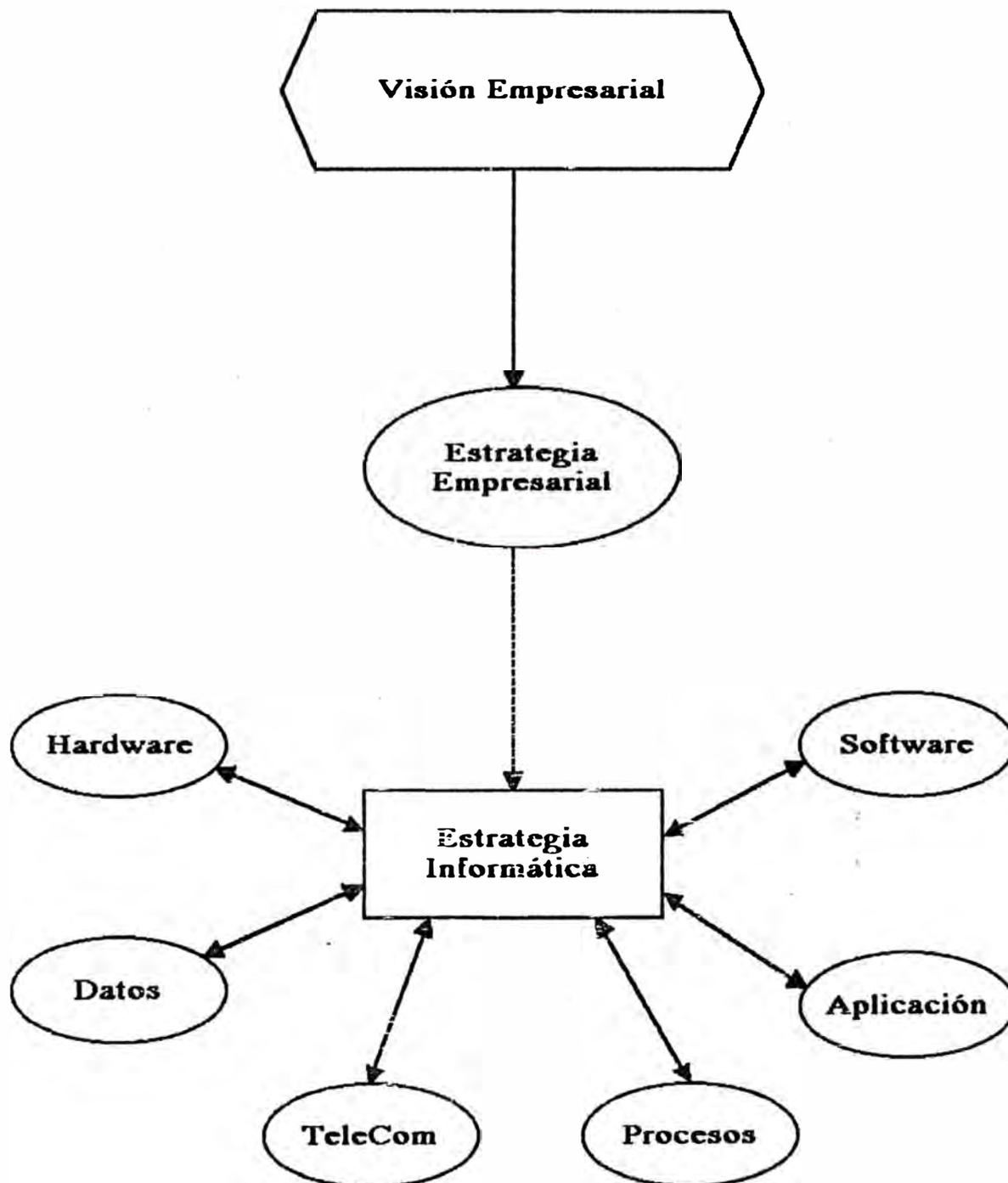
Ingeniería de Información e Ingeniería de Software

Actualmente hay consenso en que la información es un recurso estratégico de toda organización, aun mas importante que el capital, el trabajo y los recursos materiales. Existen varios enfoques de solución a los requerimientos informáticos de cualquier organización, entre los que tenemos la ingeniería de información y la ingeniería de software.

La Ingeniería de Información centra su atención en la gestión de la información de modo que apoye decisivamente al logro de los objetivos empresariales. La Ingeniería de Software focaliza hacia la calidad del software como un producto de alta confiabilidad. Podemos afirmar que la primera plantea el "qué" y la segunda el "cómo". Evidentemente ambos enfoques son complementarios.

Antes de establecer cierta arquitectura de cómputo para una organización, tanto en hardware y software, se debe formular el Planeamiento Estratégico de la Información, el cual debe estar alineado al Planeamiento Estratégico de la empresa, a fin de lograr una solución adecuada a las necesidades reales de información a nivel corporativo.

Figura 4: Estrategia Informática alineada a la Empresarial

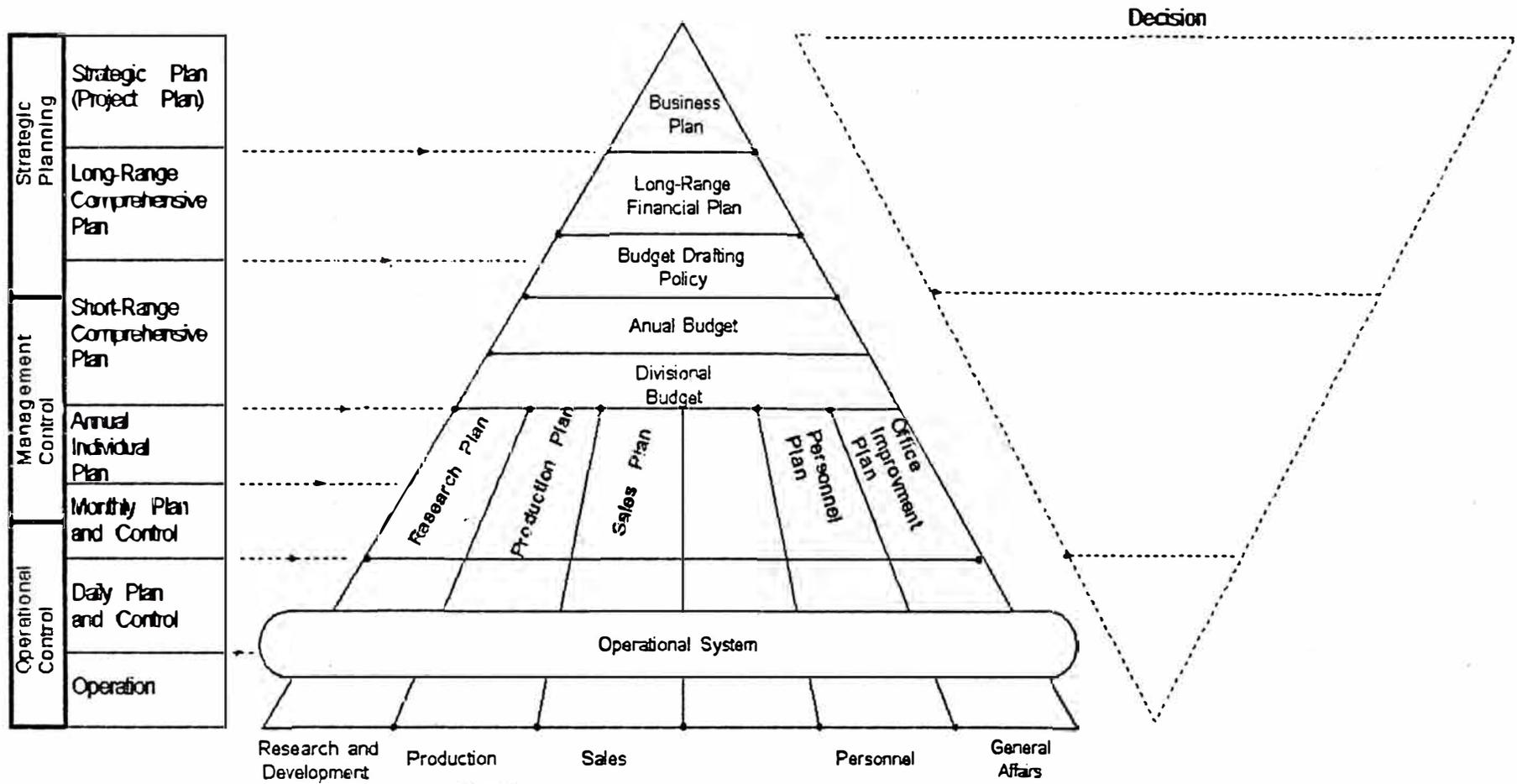


Fuente: Espinoza, J.A. "Arquitectura de los Sistemas Informáticos"
Diario "Gestión", Lima-Perú. ed. 23/10/92

Figura 5.

MANAGEMENT LEVELS AND DECISION

81



Source: R.N. Anthony, "In Planning and Control Systems: A Framework for Analysis" [FW89]

En dicho Plan se establecen el Modelo Organizacional (las metas de la empresa, los problemas del negocio, los factores críticos del éxito y las necesidades de información), el Modelo de Datos (qué información necesita la empresa para operar efectivamente) y el Modelo de Procesos (cómo usa esa información la empresa).

El Planeamiento Estratégico de la Información se debe efectuar a fin de asegurar que el desarrollo de sistemas incorpore las necesidades de toda la compañía, y para identificar los usos estratégicos de la información, es decir, cómo usar la computadora para lograr una ventaja competitiva. Luego de la definición de los sistemas a desarrollar, es necesario estratificarlos e integrarlos a fin de dar soporte efectivo a la toma de decisiones, tal como se aprecia en la figura 5, en tres niveles: control operacional, control administrativo y sistemas de soporte a las decisiones.

2.2. CONCEPTOS DE PROGRAMACIÓN LINEAL

2.2.1. DEFINICIONES

La Programación Lineal es una técnica de optimización que consiste en la maximización ó minimización de una función lineal, llamada función objetivo ó función de utilidad, sujeta a restricciones también lineales. Los requerimientos, capacidades, ganancias, etc. son funciones que se desean maximizar, en cambio los costos, las pérdidas, los accidentes, etc. son funciones que se deben minimizar. [ALV90]

El modelo de un programa lineal es, en términos sencillos, un sistema de ecuaciones, donde cada ecuación es una combinación lineal de variables y coeficientes constantes. El problema consiste en hallar los valores de las variables, tales que optimicen la función objetivo sujeta a las restricciones. Las variables que se desea determinar se llaman variables de decisión.

El modelo de un programa lineal consta de tres elementos:

- una función objetivo,
- un conjunto de restricciones estructurales,
- un conjunto de restricciones de no-negatividad de las variables de decisión.

En forma práctica, la programación lineal es una técnica matemática para determinar la asignación óptima de recursos escasos.

2.2.2. CLASES DE MODELOS DE PROGRAMACIÓN LINEAL

Linus Schrage [SCH83] agrupa los modelos de Programación Lineal de la siguiente manera, según sus objetivos de optimización:

- a) Problemas de mezcla de productos: maximizar beneficios por ventas de diferentes productos.
- b) Problemas de reducción de stocks y costos: minimizar costos, considerando requerimientos mínimos de operación (problema inverso al anterior o "dual").
- c) Problemas de blending: minimizar costo por producto terminado, cumpliendo cierta calidad mínima del mismo (refinerías de petróleo).
- d) Problemas de planeamiento multiperíodo: tener en cuenta que las decisiones tomadas en cierto período influyen sobre otras en periodos posteriores (puede incluir sub-modelos de mezcla de productos, blending, o de otro tipo).
- e) Problemas de integración vertical: determinar niveles apropiados de operación de cada sector de la industria para satisfacer requerimientos específicos de consumo (una compañía que fabrica autos con partes producidas por sus subsidiarias).
- f) Problemas de transporte y distribución.
- g) Problemas de planeamiento multiperíodo con elementos random.
- h) Aplicaciones a la teoría de juegos.
- i) Aplicaciones en estimación estadística.

2.2.3. CAMPOS DE APLICACIÓN

La Programación Lineal se aplica en casi todas las facetas de los negocios, desde publicidad hasta planeamiento de producción. Las aplicaciones típicas de la P.L. son los problemas de transporte, distribución y planeamiento de producción. Su campo de acción, sin embargo, son los problemas corrientes que acusen linealidad.

Se puede reconocer que ciertas situaciones o problemas son lineales cuando:

los efectos de la variación de una actividad son proporcionales al sentido del cambio; p.ej. si duplica el monto de ventas de alambro de cobre duplicando la producción del mismo.

las interacciones entre las variables deben ser aditivas o sumables; p.ej. el monto total de ventas de metales es la suma de las ventas de cobre y de plomo refinados.

las variables deben ser continuas, esto es, debe permitirse que el valor óptimo para una variable de decisión sea fraccional, p.ej. 30.56 unidades.

2.2.4. ETAPAS PARA SU APLICACIÓN

Son las mismas que para cualquier estudio de Investigación de Operaciones [HIL91] tal como se aprecia en la figura 6. Conviene tener en cuenta los siguientes aspectos en cada etapa:

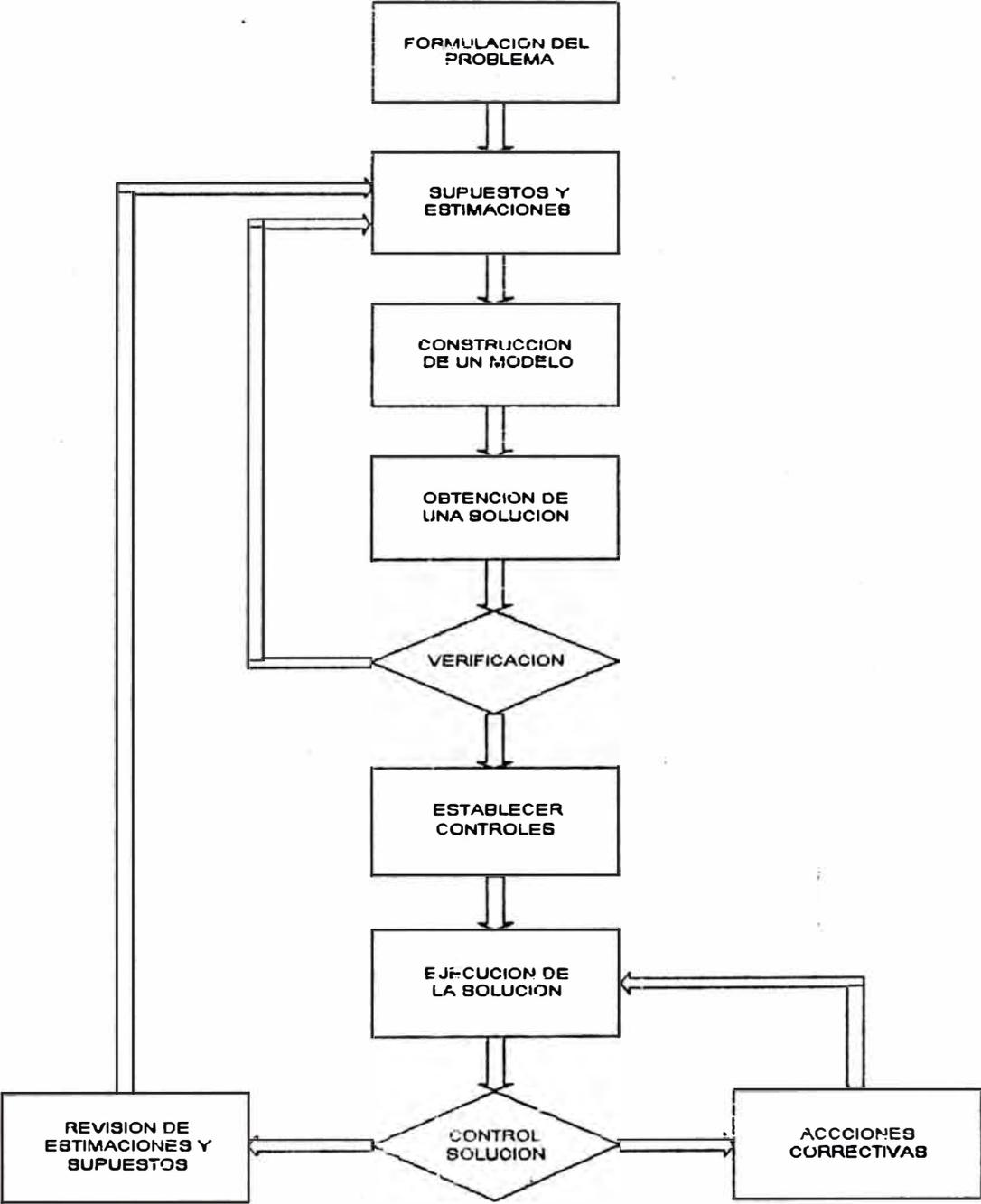
1) Formulación del problema:

- ¿cuáles son los objetivos del estudio?
- ¿quienes toman las decisiones?
- ¿hay cursos alternativos de acción? ¿porqué aplicar I.O.?
- ¿cuáles son las restricciones?
- efectos del sistema en estudio sobre su entorno,
- ¿existe linealidad en el sistema? ¿en qué grado?
- ¿es posible linearizar el problema dentro de un rango práctico de las variables involucradas?

2) Construcción de un modelo matemático:

- ¿qué supuestos de simplificación son necesarios?
- ¿cuáles son las variables de decisión?
- ¿cuál es la función objetivo o medida global de la efectividad?
- ¿cuáles son las restricciones o limitaciones sobre las variables de decisión?
- ¿cuáles son los parámetros estimados o constantes?
- ¿existen múltiples objetivos?
- ¿el modelo construido representa la esencia del problema?
- ¿existe alta correlación entre la predicción del modelo y lo que ocurre en la vida real?

Figura 6. Etapas en el Desarrollo de un Modelo de Programación Matemática



Según Hartley [LAR82]

3) Obtención de una solución:

- ¿qué algoritmo se aplicará para obtener la solución óptima? (algoritmo: todo procedimiento iterativo de solución)
- ¿resulta más conveniente satisfacer todas las metas, en vez de optimizar una sola?
- ¿cuánto tiempo y esfuerzo demandará conseguir el óptimo?
- ¿sería suficiente utilizar procedimientos heurísticos para encontrar una buena solución sub-óptima, en menos tiempo y a menor costo? (heurístico: procedimiento de diseño intuitivo que no garantiza una solución óptima; está basado en el criterio del investigador)
realizar el análisis post-óptimo para reajustar la solución a las condiciones reales
- realizar el análisis de sensibilidad para identificar los parámetros más críticos
- ¿en cuánto afectan a la solución óptima? ¿es confiable la estimación de tales parámetros?

4) Verificación del modelo y la solución:

- ¿las expresiones matemáticas del modelo son consistentes en las dimensiones de las unidades que emplea?
- realizar la prueba histórica o retrospectiva, ¿esta prueba reconstruye el pasado con suficiente exactitud?
- ¿es útil su desempeño histórico hipotético para predecir los efectos relativos de los diferentes cursos de acción?
- ¿existen factores importantes que no se hayan considerado?
- ¿se requieren modificar los supuestos y estimaciones?

5) Establecimiento de controles sobre la solución:

desarrollar un sistema bien documentado para aplicar el modelo; este sistema debe incluir el modelo, el procedimiento de solución, el análisis post-óptimo y los procedimientos operativos para su implementación,

- ¿se han previsto procedimientos de rutina para detectar cambios estadísticamente significativos en los valores de los parámetros más sensibles? ¿tales parámetros están dentro de sus rangos preestablecidos?

6) Ejecución de la solución:

¿se ha explicado en detalle a la gerencia usuaria acerca de la solución que se va a adoptar y su relación con la realidad que opera?

- ¿se han desarrollado los procedimientos requeridos para implementar con exactitud la solución obtenida?
¿la gerencia usuaria ha capacitado detalladamente al personal que participa?
- luego de la experiencia inicial, ¿se han identificado las modificaciones que tengan que hacerse en el futuro? ¿cuáles corresponden al procedimiento de aplicación y ejecución de la solución obtenida? ¿cuáles indican la revisión de las hipótesis y supuestos de partida?
- ¿se ha documentado la metodología empleada con suficiente claridad y detalle para que este trabajo pueda ser aplicado en situaciones similares?

La formulación termina en la forma de enunciado de un problema, donde la función objetivo, sus restricciones estructurales y los respectivos coeficientes aparecen en forma implícita. El proceso de solución del programa lineal se inicia con la expresión del problema mediante un sistema de inequaciones, y consiste en aplicar un método de solución para hallar un vector de las variables de decisión tal que optimice la función objetivo, sujeta a las restricciones estructurales y de no-negatividad.

La solución puede ser hallada mediante un método gráfico ó en forma analítica, según sea la complejidad del problema. La aplicación de un método analítico implica el uso de cierto algoritmo de cálculo. Existen muchos métodos analíticos para resolver programas lineales, sin embargo el Método Simplex, creado por G.Dantzig, es usado universalmente debido su eficiencia computacional. [HIL91]

De los párrafos anteriores se deriva que tanto la formulación como la solución del modelo son igualmente importantes en la solución de problemas prácticos. Desde un punto de vista realista, la solución de un programa lineal empieza con la formulación del mismo. Téngase presente que modelar y formular un programa lineal no son cosas equivalentes; en particular la formulación del programa lineal precede solamente después de la modelización. Asimismo, dado el enunciado de un modelo de programación lineal, su formulación correspondiente no es trivial.

Es necesario enfatizar que la optimización de un sub-sistema, no necesariamente implica la optimización de un sistema mayor o de todo el Sistema. Esto es particularmente útil al medir los beneficios tangibles por la aplicación de un modelo de optimización matemática, así también para identificar sus limitaciones y campo de aplicación.

2.3. APLICACIONES DE PROGRAMACIÓN LINEAL EN EL PERU

Desde los primeros años de la década del 60 diversas empresas y entidades han aplicado la Programación Lineal para la toma de decisiones en problemas específicos. La utilización de esta técnica ha sido sistematizada en unos casos y puntual en otros.

Cabe señalar que varias filiales de empresas extranjeras que operan en el país, hacen resolver en su sede central los problemas que afrontan sus operaciones en el Perú, usando también la Programación Lineal.

J.Alvarez [ALV90] reseña las aplicaciones mas conocidas de la programación lineal en nuestro país.

a) PETROPERU

- Modelo Matemático de Transporte de crudos y refinados para la asignación óptima de la flota nacional.
- Modelo de Refinerías para la obtención de gasolina del octanaje adecuado al mínimo costo.
- Modelo de Selección de Crudos.
- Modelo Matemático para la Planta de Lubricantes del Callao.

b) NICOLINI HNOS. S.A.

- Modelo de Mezcla de insumos para la fabricación de alimentos balanceados para las aves.

c) UNILECHE S.A.

- Modelo de Transportes para las asignaciones de rutas y vehículos de reparto de leche en Lima Metropolitana.

d) SIDERPERU

- Modelo de Mezcla de insumos para la alimentación del Alto Horno.

e) PARAMONGA LIMITADA

- Modelo de Corte Optimo de Bobinas de papel ("trim problem").

f) MINISTERIO DE TRANSPORTES

- Modelo de Evaluación de Proyectos de Construcción Vial considerando los efectos regionales de centros de producción y consumo.

g) INSTITUTO NACIONAL DE PLANIFICACIÓN

- Modelo de Selección de Cartera de Proyectos de Desarrollo Económico.

h) SEARS ROEBUCK DEL PERU (hoy SAGA)

- Modelo de Selección de Líneas de Comercialización.

i) MINISTERIO DE AGRICULTURA - IOWA STATE UNIVERSITY

- Modelo de Rotación de Cultivos para los valles de la Costa Norte del Perú.

j) HIERRO PERU (hoy SHOUGANG)

El Modelo de Mezclas de Mineral del Tajo de Marcona determina la mezcla óptima de minerales a ser extraídos de diferentes frentes a corto plazo. Determina asimismo la asignación óptima de palas y camiones a cada frente. [DUL80]

De este modo se logra un eficiente beneficio de los minerales, con buena recuperación y productos de buena calidad, evitando fuertes fluctuaciones de leyes de cabeza y prevenir de antemano las leyes con que debe llegar a la Planta.

k) CENTROMÍN PERU S.A.

La Gerencia de Informática de Centromín Perú S.A. ha desarrollado varios modelos que aplican programación lineal orientados a la solución de problemas inherentes a las actividades de producción. [GUT93]

Centromín Perú S.A. cuenta con siete Unidades de Producción de donde se extrae concentrados de cobre, plomo y zinc. En la Fundición y Refinerías instaladas en La Oroya, son tratados los concentrados y minerales propios y de terceros con la finalidad de obtener refinados de cobre, plomo, zinc, plata y oro, los cuales son comercializados en el mercado internacional

La mayoría de modelos se han orientado a apoyar las operaciones de Fundición y Refinerías. Aquí se reseñan brevemente los más importantes. El Modelo de Planificación Minera de Casapalca será tratado en detalle en la sección 2.5.

- Modelo de Cobre y Plomo

Su objetivo es determinar los estimados de producción de cinco metales básicos (cobre, plomo, oro, plata y bismuto) y seleccionar aproximadamente 40 producciones de 150 concentrados nacionales y extranjeros disponibles en el mercado.

Los concentrados propios de Centromín no cubren la capacidad de producción de los circuitos de Cobre y Plomo, por lo que es necesaria la compra del 40% del total de concentrados de cobre y plata tratados, y del 20% del total de concentrados de plomo tratados en La Oroya.

Para cumplir con esta función, el modelo toma en cuenta las siguientes consideraciones:

- Tonelajes y ensayos de concentrados propios.
- Tonelajes y ensayos de las producciones disponibles en el mercado nacional.
- Condiciones y límites operativos de los circuitos de Cobre y Plomo de la Oroya.
- "Precios de Mercado" de concentrados propios.
Precios de Compra de los concentrados disponibles en el mercado nacional e internacional.

Calcula un Plan de Producción que cumpla con la capacidad de planta instalada y permita el máximo ingreso por venta de metales refinados al mínimo de costos de compra de concentrados de terceros y costos variables de procesamiento.

El Modelo de Cobre y Plomo está en operación desde el año 1974. Es usado en forma rutinaria por la Gerencia Comercial - Div. Minerías, y por el Dpto. de Fundición y Refinerías de la Gerencia de Operaciones para la evaluación de compra de concentrados en los cálculos de los Estimados de Producción y en los Reajustes Trimestrales de estos últimos.

- **Modelo de Cierre de Camas en la Fundición de Cu-Pb**

Tiene como objetivo proporcionar una guía al Metalurgista en la selección de los materiales que deben ser adicionados a las camas de cobre, plomo y sílica de manera que la mezcla final conformada respete en la medida de lo posible los límites metalúrgicos que garanticen un adecuado procesamiento de los materiales en los Circuitos de Cobre y Plomo y la obtención de un producto que cumpla las normas técnicas de calidad. [GUT84]

La función objetivo contiene un juego de penalidades que orientan la selección de los materiales de tal manera que las camas conformadas respeten en la medida de lo posible dichos límites. Sus restricciones estructurales representan todas las condiciones operativas y límites metalúrgicos que deben ser respetados.

El Modelo es operado diariamente por el Metalurgista responsable de la Planta de Preparación de la Fundición de Cu-Pb en la conformación de los lechos de fusión. Está interconectado con el Sistema Metalúrgico de la Empresa, el cual le proporciona la información del estado y composición de la cama antes del cierre y las calidades de los materiales susceptibles de utilizar.

- **Modelo de Planeamiento Táctico de Operaciones**

Este Modelo provee a la Gerencia Central de Operaciones una herramienta para la realización de los presupuestos y planeamientos operativos de las Unidades de Producción Mineras y Metalúrgicas; sirve además de instrumento a la Gerencia de Comercial para planificar la venta de Concentrados de Zn y refinados de Zn, Cu, Pb, Ag y Au. [GUT92]

Este es un modelo de Programación Lineal Multiperiodo de Planeamiento de las Operaciones, en el que cada periodo corresponde a un mes de operación de la empresa. La función objetivo trata de maximizar los beneficios que resultan de los ingresos por venta de concentrados de Zn, menos los egresos como consecuencia de los costos variables de producción de minerales, concentrados y refinados tratados, compra de concentrados de terceros de Cu-Ag y Pb-Ag para los circuitos de Cu y Pb de F&R, consumo de electricidad y costos financieros

de los stocks temporales de Concentrados de Zn y refinados. El Modelo de Cobre y Plomo le provee información acerca de las compras de concentrados a realizar.

El objetivo inicial del modelo fue el de analizar alternativas de reducción de la producción de las minas y circuitos de Fundición y Refinerías debido a la crisis hidroenergética que atravesó la empresa en 1992. La incorporación de la problemática de las ventas restringidas de concentrados y la escasez de recursos financieros de la empresa ha llevado a que este modelo supere su objetivo inicial, hacia el de planeamiento táctico de las operaciones de Centromín Perú.

2.4. PROGRAMACIÓN LINEAL EN EL PLANEAMIENTO DE MINADO

2.4.1. METODOLOGÍA TÍPICA DE PLANEAMIENTO

Antes de establecer las premisas básicas del planeamiento de minado es conveniente examinar como se realiza el planeamiento en una empresa típica de nuestro país, como es Centromín Perú S.A.

En general los planes de minado están orientados a cumplir los objetivos dados por la Gerencia de Operaciones Mineras para cada Unidad de Producción, según el Plan Estratégico de la Empresa. [TUM90].

Teniendo en cuenta el horizonte de cada nivel de planeamiento se establece una secuencia de minado de bloques, áreas y labores, de acuerdo al avance general de los trabajos de explotación del yacimiento, los métodos de explotación y la infraestructura de servicios: transporte, izaje, ventilación, etc. "Area" es un conjunto de labores aledañas agrupadas por características geológicas, topográficas y operativas similares.

Siendo un proceso de aproximación sucesiva en cada uno de los niveles de planeamiento, se prepara un plan básico para cada caso y se procede a verificar que se obtenga los resultados deseados según los objetivos de producción. Eventualmente se preparan Planes Semanales cuyo objetivo es efectuar el seguimiento al Plan Mensual y efectuar las correcciones necesarias.

Todos los planes son elaborados por los Jefes de Sección de los Dptos. de Mina, Tajo, Geología e Ingeniería. Los planes son revisados por los Jefes de Departamento en coordinación con Concentradora y la Superintendencia General.

Este procedimiento es auxiliado con soporte computacional en microcomputador, en un procedimiento guiado con menús y de fácil utilización por Usuarios finales. Se utiliza tanto información externa como aquella proveniente de los Sistemas de Información de Minas, en microcomputador.

NIVELES DE PLANIFICACIÓN:

a) **Plan Quinquenal (Nivel Estratégico)**

Objetivo: Estimar a largo plazo el nivel de reservas operativas disponibles para los planes de minado anual, de acuerdo al ritmo de explotación. Este plan hace posible prever en el futuro nuevas áreas de reemplazo para aquellas que puedan agotarse a mediano plazo.

Fecha de elaboración: Al final del Tercer Trimestre de cada año.

Reservas consideradas: Bloques de reservas de mineral probado + probable, accesible y eventualmente accesible.

Unidad de planeamiento: Niveles y áreas en caso de cuerpos mineralizados, y por niveles y vetas en caso de yacimiento filoniano.

Programa de Exploración: Se considera la exploración de áreas nuevas.

Programa de Desarrollo y Preparaciones: Se considera el desarrollo y/o rehabilitación de galerías de transporte y echaderos principales, y la preparación de áreas a explotar a mediano plazo.

Recursos: Se considera la asignación de equipo existente y la adquisición y/o reemplazo del equipo necesario.

b) Plan Anual (Nivel Táctico)

Objetivo: Mantener el nivel de alimentación de mineral en tonelaje y leyes a Concentradora durante los 12 meses del año. Asimismo en este plan se consideran las labores de reemplazo para aquellas que puedan agotarse a corto plazo, teniendo en cuenta su calidad mineralúrgica.

Fecha de elaboración: Al final del Tercer Trimestre de cada año, junto con el Plan Quinquenal. Se reajusta mediante Revisiones Trimestrales.

Reservas consideradas: Bloques de reservas de mineral probado + probable accesibles, es decir reservas operativas. En cuanto a las leyes se toman en primer lugar las leyes de los bloques de reservas, luego se toman las leyes diluidas de labores recientes y cercanas al bloque de reservas.

Unidad de planeamiento: Pisos o "tajadas" por Área en caso de cuerpos mineralizados, y por niveles y vetas en caso de yacimiento filoneano. Su dimensión depende del ritmo de explotación mensual.

Programa de Exploración: Se considera la exploración de áreas aledañas a aquellas en explotación.

Programa de Desarrollo y Preparaciones: Se considera el desarrollo de tramos cortos de galerías y echaderos de mineral que puedan agilizar la operación de extracción (desarrollo operacional) y la preparación de sub-niveles de ataque para el minado de áreas a explotar a corto y mediano plazo.

Recursos: Se considera la asignación del personal necesario y equipo existente. En caso de requerirse recursos adicionales estos se presupuestan para el ejercicio anual en cuestión. Este plan va acompañado del Presupuesto Anual.

c) Plan Mensual (Nivel Operativo)

Objetivo: Mantener el nivel de alimentación de mineral en tonelaje y leyes a Concentradora todos los días del mes. Se busca establecer un blending de mineral tanto en ley y calidad mineralúrgica.

Fecha de elaboración: La última semana de cada mes.

Reservas consideradas: Mineral in-situ correspondiente a cada labor, o mineral roto que haya quedado como saldo de la extracción del mes anterior. Las leyes corresponden a las del muestreo diluidas. Luego se castigan por el factor de corrección de leyes de Mina respecto a Concentradora.

Unidad de planeamiento: Tajeo o panel de cada Piso y Area en caso de cuerpos mineralizados, y por Tajeo de cada nivel y veta en caso de yacimiento filoneano.

Programa de Desarrollo y Preparaciones: Se considera el avance a efectuar en desarrollos y preparaciones previstos en el Plan Anual ajustado según los avances del mes anterior.

Recursos: Se considera la asignación del personal necesario y equipo existente.

2.4.2. ESTRATEGIAS DE PLANEAMIENTO Y MODELIZACIÓN

James T. Boyd [BOY73] afirma que los objetivos generales de un negocio minero pueden incluir: incremento de las ventas a través de mas líneas de productos mineros, incremento de la investigación para optimizar la operación minera, disminución de costos de producción, o mayor diversificación de productos. Es obvio que los objetivos del negocio minero son muchos y se desarrollan en diferentes épocas y para varios horizontes de tiempo. Por ejemplo, la maximización de beneficios en el corto plazo, podría indicar una estrategia de reducción de los gastos en exploración y/o desarrollo, a pesar que tal reducción podría significar menores beneficios a largo plazo.

Es evidente que los diversos objetivos a nivel de toda la corporación a menudo pueden estar en conflicto. Los diferentes objetivos de una compañía deben ser desarrollados en tal proporción que satisfagan y no necesariamente maximicen el conjunto total de objetivos.

Asimismo, el planeamiento en la industria minera es dinámico porque las reservas minables de un depósito pueden cambiar rápidamente debido a factores externos e

internos (precios de metales, costos de minado, etc.) por tanto todas las posibles actividades mineras subterráneas y/o superficiales tienen que ser combinadas en un plan y ver los efectos de las alteraciones como un todo.

Partiendo de que las características de una mina varían de una a otra, no es posible generalizar los resultados de un modelo de optimización de una mina a otra, aun cuando ambas tengan el mismo método de explotación. Por tanto las personas encargadas del planeamiento necesitan aplicar su experiencia y criterio personal para formular un plan que satisfaga a una mina en particular.

Es preciso, entonces, enfocar hacia las estrategias que se aplican en el planeamiento a largo y corto plazo.

a) Planeamiento a Largo Plazo

Corresponde a los niveles estratégico y táctico del planeamiento. Este debe ser cuidadosamente estudiado pues involucra la orientación de los desarrollos, proyectos de expansión, adquisición de equipo minero, la reubicación de recursos existentes, etc. Deben considerarse los parámetros tales como: capacidad de la mina, demanda de la planta concentradora, uniformidad en las leyes del mineral de cabeza, etc. y asociarlos a la secuencia de operaciones para lograr al plan óptimo de minado.

Según Kenneth F. Lane [LAN62] destacado Consultor por más de 20 años, ligado estrechamente a la corporación Río Tinto Zinc Consultants (UK), existen 2 estrategias básicas en el planeamiento de minado a largo plazo

- conservar la ley de reservas, manteniendo una ley de producción constante durante toda la vida de la mina, teniendo una ley cut-off prácticamente constante, ó
- extraer las mas altas leyes primero, consiguiendo inmediata disponibilidad de las utilidades (luego de impuestos), y luego variando la ley cut-off y el tonelaje de extracción con el fin de maximizar el valor presente neto.

La práctica minera común es tratar de mantener una alimentación constante. El planeamiento de minado considera enviar mineral a concentradora con una ley de cabeza

cercana a la ley promedio de reservas. Así se mantiene una operación constante y flujo de caja uniforme durante toda la vida de la mina. Esto simplifica el problema de control particularmente en la concentradora, y evita mostrar un negocio minero aparentemente errático ó declinante.

Según K.F.Lane la estrategia conservadora no necesariamente da los mejores resultados, porque no considera el poder de ganancia del dinero a la mano. Afirma que "...un dólar realizado hoy es mas valioso que un dólar realizado en el futuro" [LAN62]. Por tanto la verdadera medida que permite discriminar entre diferentes estrategias de operación es el valor presente neto.

Sin embargo, a pesar que el valor presente neto es universalmente usado para valorizar negocios mineros y evaluar nuevos proyectos, no es frecuente su uso como un medio para determinar una óptima política operacional. Generalmente se cree que la maximización del valor presente neto indica la extracción de altas leyes y gran volumen de tratamiento, y esto suena inconsistente en comparación a la política tradicional de conservación de la ley de reservas. [BUL80].

Al respecto, K.F.Lane afirma que el valor presente neto es el único criterio que realmente incorpora un medio para tratar con condiciones económicas variables. [LAN88]. Se establece que, **una estrategia de producción a largo plazo, expresada en tonelaje extraído, es óptima cuando sus VPN son máximos en cada punto en la vida de la mina, es decir, en cada ejercicio anual.**

Las figuras 7, 8 y 9 nos muestran respectivamente la superficie de valor presente neto máximo, la curva de variación del ritmo de producción anual, y la óptima estrategia de minado a largo plazo en función del máximo valor presente neto.

La importancia de adoptar una estrategia de producción a largo plazo es crítica en el caso de minas a cielo abierto, donde la ausencia de un buen plan de minado a largo plazo se traduce en fluctuaciones inaceptables de la ley del mineral, en minado prematuro de zonas de desmonte, en plataformas insuficientes, distribución heterogénea del equipo (el que sobra o falta en determinados años) e en otros problemas causados por la ausencia o inconveniencia de un plan.

Figura 7

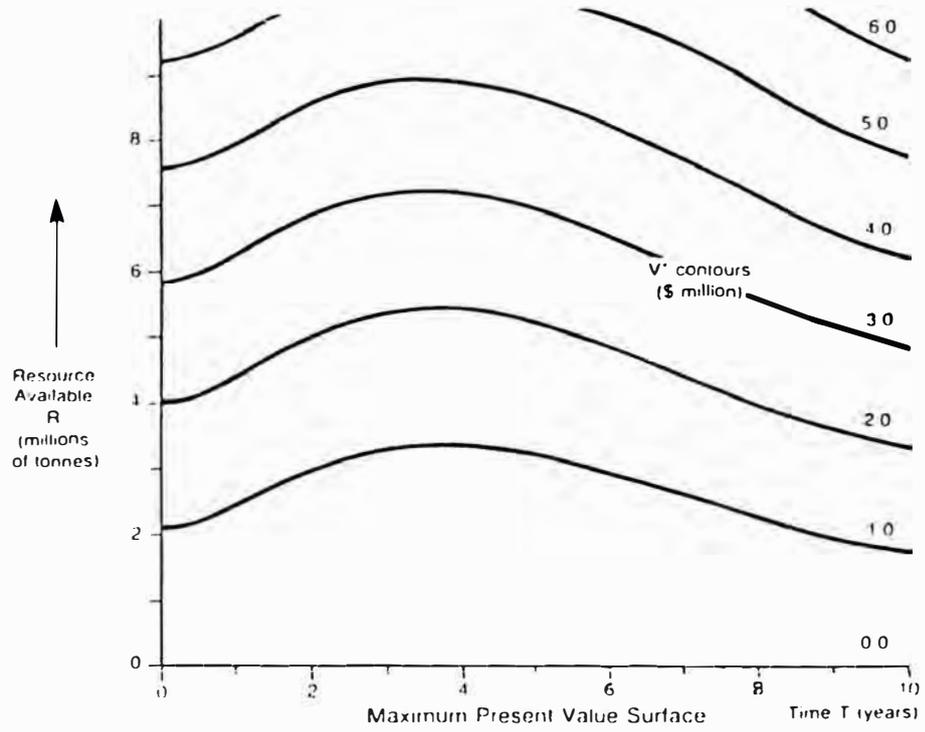
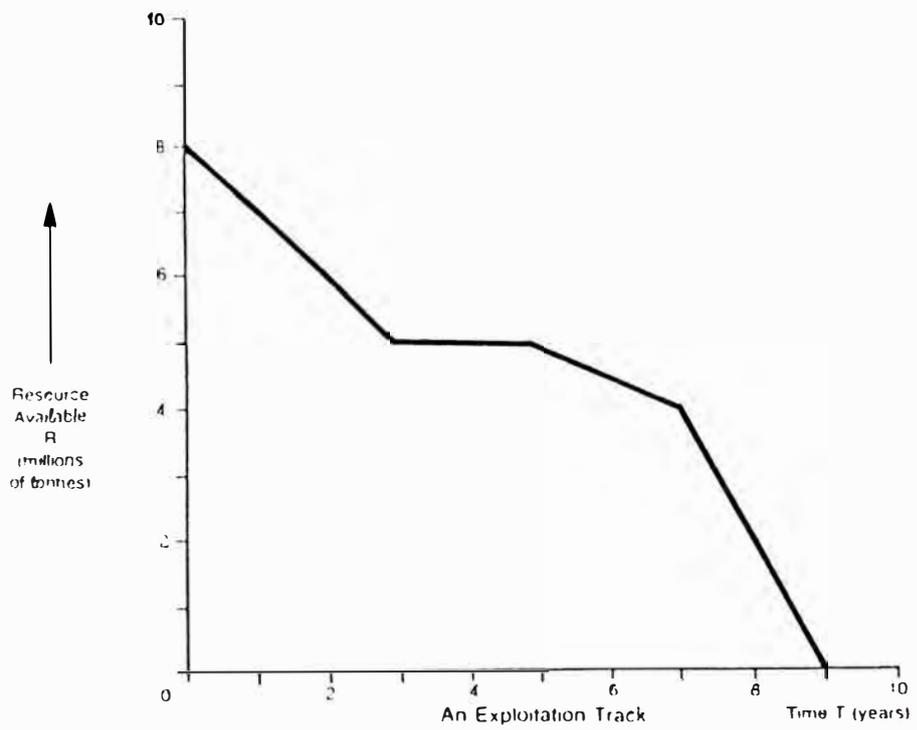
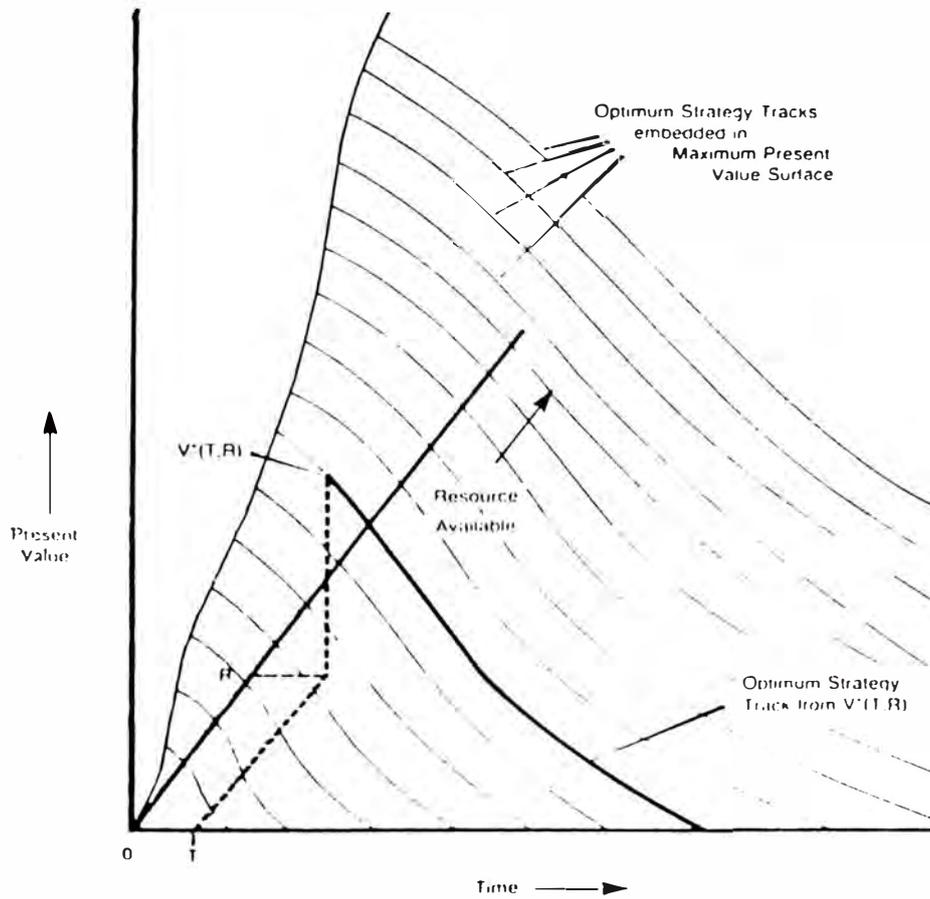


Figura 8



Fuente: Lane, Kenneth F.: "The Economic Definition of Ore. Cut-Off Grades in Theory and Practice". Mining Journal Books Ltd., London 1988.

Figura 9



Three Dimensional Representation of Optimum Strategy Tracks Embedded in Maximum Present Value Surface

Fuente: Lane, Kenneth F.: "The Economic Definition of Ore. Cut-Off Grades in Theory and Practice". Mining Journal Books Ltd., London 1988.

El conjunto de planes anuales en que se subdivide el plan a largo plazo hasta el final de la vida de la mina, constituye la estrategia de producción a largo plazo o **Serie de Minado** como la denomina J.C. Ramírez (SPPC-Cuajone) [RAM88]. Ver figura 8.

El plan de corto plazo, que normalmente se refiere a un año o seis meses, no puede asegurar la buena marcha de una mina que por su magnitud tiene 15, 20 o más años de vida. Por otro lado, existen varias condiciones que pueden provocar incumplimiento en los planes anuales: disminución de la disponibilidad mecánica, diferencias en estimados de ley, cambios bruscos en los precios de los metales, etc. Entonces la Serie de Minado es una guía fundamental para la marcha de la mina en el futuro y, corrigiendo ligeras diferencias, es la base de la operación año por año. Sin ella sería imposible garantizar la continuidad de la operación.

La ley de corte debe ser necesariamente determinada antes de iniciar un plan anual. Puede fluctuar en el tiempo, según se modifiquen los parámetros económicos. Una solución a fluctuaciones intensas de la ley de corte es mantener en reserva (o stocks) material que por razones económicas temporales pueda quedar ligeramente debajo de la ley de corte. En principio, no debe ingresar a tratamiento material que en determinado momento está debajo de la ley de corte, ni aún mezclado con material de alta ley. Aunque el promedio de la mezcla se sitúe sobre la ley de corte, el resultado económico no es el óptimo. Ciertamente con mezclas de esta naturaleza se puede alargar la vida de la mina, pero existe una significativa merma económica y la utilidad esperada será menor.

El mismo cuidado debe tenerse en el planeamiento a largo plazo en una operación minera subterránea. La secuencia general de la explotación también es sistemática. Se instalan servicios auxiliares mineros, se asigna personal y equipo minero para explotar racionalmente una Area o conjunto de labores. Esta secuencia general de minado puede ser ascendente (o descendente), de la periferia al centro (o viceversa) dependiendo de las características geomecánicas del yacimiento, y agrupándolos según las instalaciones de transporte e izaje. [LAU70]

Actualmente se dispone de diversos algoritmos de solución computarizados. K.F.Lane reseña un modelo de **programación dinámica** desarrollado por RTZ Consultants [LAN88], que permite obtener la estrategia de producción óptima a largo plazo considerando cut-offs paramétricos y la optimización de los VPN en cada periodo anual durante toda la vida de la mina. Este modelo tiene una solución bastante laboriosa, por

ello se ha diseñado el poderoso programa OGRE (Optimum Grades for Resource Exploitation).

Más recientemente Shurtz y Stephens [SHU93] basados en trabajos anteriores de H.Hotelling, K.F.Lane y R.Dorfinan han desarrollado el programa computarizado OMEGA (Optimal Mine Exploitation by Geometric Analysis) orientado al planeamiento de minado a largo plazo, el cual utiliza **superficies de respuesta y geometría descriptiva** para el análisis de este problema. Estos investigadores enfocan el planeamiento minero como un problema de **programación no-lineal** debido a las complejas inter-relaciones entre los factores que intervienen. Entre las principales variables aplicadas se consideran: producción de mina, capacidad de planta, capacidad de refinación. Los resultados se muestran como perspectivas a color en la pantalla de un computador. Se obtienen superficies de leyes de corte, contribución operativa y costos de inversión.

Este plan a largo plazo debe complementarse con la selección adecuada del equipo para la extracción del mineral. En esta etapa es conveniente aplicar **simulación estocástica** para analizar las condiciones físicas de la mina y combinar las características mecánicas del equipo para llegar a calcular la producción total, el tamaño de la flota óptima y seleccionar el equipo adecuado. La operación óptima del sistema se selecciona de acuerdo a su rendimiento y su adaptabilidad a la producción óptima dictada por el modelo de programación matemática.

Sin llegar a tal nivel de sofisticación es posible dar una solución bastante aproximada mediante modelos de programación lineal, efectuando una adecuada linearización de las variables más relevantes. Obviamente no será posible considerar todo el espectro de la vida de la mina, y deberá segmentarse el problema en períodos.

b) Planeamiento a Corto Plazo

Corresponde al nivel operativo del planeamiento. Para el corto plazo el problema se simplifica. El objetivo es mantener el nivel de alimentación de mineral en tonelaje y leyes a Concentradora, según las metas de producción establecidas para el presente período y respetando los lineamientos generales de un plan de mediano y largo plazo.

Se busca entonces establecer un blending de mineral tanto en ley y calidad mineralúrgica. El modelo debe orientarse principalmente a la obtención de la mezcla requerida por la Concentradora, para minimizar el impacto de las variaciones en las leyes de los frentes durante la explotación diaria.

Un programa óptimo de extracción a mediano y corto plazo tiene que satisfacer varios requerimientos generales ó **restricciones**, que varían en importancia según las características singulares de cada mina. Entre ellos tenemos:

- Secuencia de extracción de los diferentes frentes o tajeos
- Equipo minero adecuado y su disponibilidad
- Capacidad de almacenaje
- Demanda de la planta concentradora y su capacidad
- Leyes mínimas y máximas del mineral
- Impurezas aceptadas por la planta y sus leyes
- Demanda y precio del mineral en el mercado
- Características físicas de la mina
- Limitaciones de seguridad y otros.

Normalmente es de esperar mayor dispersión en las estimaciones usando un Modelo en horizontes de corto plazo, respecto a las del largo plazo. Por esta razón la tendencia actual es apoyar el planeamiento operativo y el control de producción mediante la aplicación de técnicas de control de procesos, las que facilitan la retroalimentación del sistema en forma continua. De este modo se reduce el error de las estimaciones. El escenario deseable es lograr un control horario de la producción.

Finalmente, establecer el criterio de optimización o **función objetivo** no es tan obvio como parece. Esto es especialmente cierto cuando debemos obtener una solución óptima que satisfaga múltiples objetivos como por ejemplo: mínimo "descreme" de zonas ricas ("high-grading"), mínimo costo de minado, mínimo contenido de impurezas en la alimentación de mineral a concentradora, máxima contribución unitaria o beneficio, etc. En el mundo real los administradores de una mina deben considerar y ser capaces de evaluar problemas con criterios múltiples.

2.4.3. USO DEL MÉTODO DE CRITERIOS MÚLTIPLES

Hillier y Lieberman [HIL91] mencionan que en la aplicación práctica de la programación matemática es común enfrentarse a exigencias de solución de objetivos múltiples, con dimensiones distintas (p.ej. maximizar utilidades y maximizar participación de mercado) que frecuentemente entran en conflicto unas con otras (p.ej. minimización de costos versus maximización del servicio).

Se han desarrollado modelos de programación matemática de criterios múltiples para apoyar esta labor. Estos modelos difieren de los que tienen un solo objetivo, en términos de procedimientos de solución que se utilizan y de las soluciones que se obtienen. Los modelos de criterios múltiples proporcionan una solución que "satisface" múltiples objetivos en vez de una solución que optimice todos ellos.

Los modelos desarrollados se clasifican en tres categorías:

- 1) programación de metas,
- 2) métodos de vector máximo y
- 3) métodos interactivos.

Estos métodos representan diferentes enfoques filosóficos a los problemas de criterios múltiples y utilizan procedimientos numéricos distintos en sus respectivos procesos de solución. La más utilizada es la "programación de metas" (en inglés "goal programming") que en esencia es una variación de la programación lineal. Los primeros en identificarla y estudiarla fueron Charnes, Cooper y Ferguson en 1955. [PRA80]

El método de "Programación de Metas" intenta satisfacer los objetivos o metas en el orden especificado en la función objetivo. En vez de optimizar una función, se minimiza la incompatibilidad entre varias metas. El método finaliza cuando es imposible satisfacer más la secuencia de prioridades de las metas. Si lo que interesa es examinar los intercambios entre las metas, es necesario replantear la función objetivo, con una secuencia diferente de prioridades, y volver a resolver el modelo.

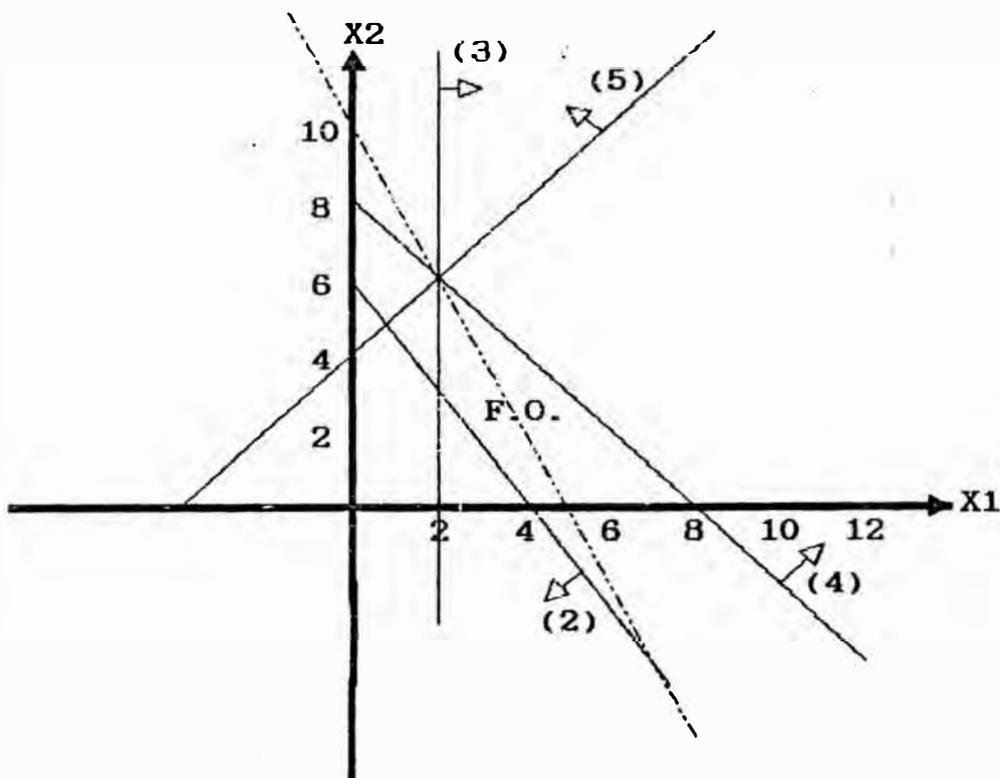
Un factor clave que diferencia la programación de metas de la lineal es la estructura y utilización de la función objetivo. En la programación lineal sólo se incorpora una meta mientras que en la programación de metas se incorporan varias. Esto se logra expresando

la meta en forma de restricción, incluyendo una variable de desviación para reflejar la medida en que se llegue o no a lograr la meta, e incorporando esa función en la función objetivo. En la programación lineal, el objetivo es maximizar o minimizar, en tanto que en la programación de metas el objetivo es minimizar las desviaciones de las metas especificadas, es decir, todos los problemas de programación de metas son problemas de minimización.

Por ejemplo el siguiente problema no puede resolverse por los métodos convencionales de programación lineal. Utilizamos el programa SuperLINDO.

```
MAX 2 X1 + X2
SUBJECT TO
2) 3 X1 + 2 X2 <= 12
3) 5 X1 >= 10
4) X1 + X2 >= 8
5) - X1 + X2 >= 4
END
NO FEASIBLE SOLUTION AT STEP 2
SUM OF INFEASIBILITIES= 6.00000
```

La solución geométrica adjunta muestra la incompatibilidad.



Mediante la programación de metas se trata de minimizar la incompatibilidad de las restricciones 2 y 4, mediante la introducción de variables de desviación. La nueva función objetivo busca minimizar tales desviaciones.

```

MIN D1E + D2D + D3D + D4D + D5E
SUBJECT TO
      defecto      exceso
2)   3 X1 + 2 X2 + D1D - D1E = 12
3)   5 X1          + D2D - D2E = 10
4)   X1 + X2 + D3D - D3E = 8
5)  - X1 + X2 + D4D - D4E = 4
6)   2 X1 + X2 + D5D - D5E = 1000
END

```

La función objetivo original se ha agregado como una restricción con meta arbitrariamente alta en la ecuación 6). Para las restricciones \geq se busca minimizar el defecto. En cambio para la restricción \leq interesa minimizar el exceso D1E.

```

LP OPTIMUM FOUND AT STEP      6
      OBJECTIVE FUNCTION VALUE
1)   996.000000

VARIABLE      VALUE      REDUCED COST
  D1E      6.000000      .000000
  D2D      .000000      .600000
  D3D      .000000      1.000000
  D4D      .000000      .000000
  D5D     990.000000      .000000
   X1      2.000000      .000000
   X2      6.000000      .000000
  D1D      .000000      1.000000
  D2E      .000000      .400000
  D3E      .000000      .000000
  D4E      .000000      1.000000
  D5E      .000000      1.000000

```

Esta solución representa el mejor compromiso posible entre las incompatibilidades. También indica que se tendrá un exceso (D1E) de 6 unidades en la ecuación 2.

Dado que se minimizan las desviaciones del conjunto de metas, un modelo de programación de metas puede manejar metas múltiples con dimensiones o unidades de

medición distintas. Si existen metas múltiples, puede especificarse una jerarquización por prioridades, y el proceso de solución opera de tal manera que se satisface la meta con mayor prioridad en forma lo más cercana posible antes de considerar las metas de prioridad inferior.

En tanto que la programación lineal busca identificar la solución óptima de entre un conjunto de soluciones factibles, la programación de metas identifica el punto que satisface mejor el conjunto de metas de un problema, considerando la jerarquía de las prioridades.

Asimismo el uso de variables de desviación permite salvar aquellas situaciones en que debido a las restricciones existentes un modelo de programación lineal daría una solución infactible, mientras que en la programación de metas aquellas desviaciones indicarían p.ej. cuanto más de cierto recurso es necesario para lograr una meta deseada.

Junto con la priorización de desviaciones del conjunto de metas, es posible incluir factores de ponderación que reflejen la diferencia en el nivel de importancia que tienen ciertas metas dentro de un mismo nivel de prioridad. Ejemplo: el blending óptimo es un subconjunto de las metas, que tiene prioridad 1; y dentro de este el objetivo de cumplimiento de la ley de zinc puede ser más importante que el de plomo, para la alimentación de mineral a concentradora.

Una de las ventajas más importantes de la programación de metas es que puede proporcionar mayor información que la programación lineal, siendo así más útil como auxiliar para los administradores en el proceso de toma de decisiones.

En cuanto a la metodología de solución, se han desarrollado algoritmos especializados para computadora los cuales son una extensión del método Simplex. Uno de ellos es GOAL, desarrollado por los profesores E.T.Bartlett, K.E.Bottoms y R.P.Pope con el apoyo de la National Science Foundation (USA). Este software provee información útil mediante reportes tales como "Logro de Metas" y "Análisis de Holgura en las Metas". [HIL91]

Sin embargo, cualquier problema de programación de metas puede resolverse con el algoritmo Simplex normal. Esto se logra asignando valores a los coeficientes de prioridad de la función objetivo, de tal manera que reflejen el mismo orden de relación

que las prioridades. El inconveniente es que se requiere esfuerzo adicional para interpretar la solución.

En la presente Tesis se ha elegido el método de programación de metas porque se adapta mejor a la solución de los múltiples objetivos del planeamiento de minado a corto plazo.

2.5. RESEÑA DEL MODELO DE PLANIFICACIÓN DE CASAPALCA

Revisaremos brevemente las características de este modelo desarrollado en Centromín casi en forma paralela al Modelo de Cobre y Plomo. Nuestro interés aquí es identificar las causas que impidieron su plena implementación. [ORO92]

2.5.1. OBJETIVO

El Modelo de Minas 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), que se desarrolló entre los años 1974 y 1976 en la Gerencia de Informática de Centromín Perú, con el apoyo del Consultor belga Bernard Lietaer. [LIE76]

Su objetivo es determinar un Plan de Minado Óptimo para la Mina Casapalca, eligiendo entre varias alternativas posibles de selección de labores, aquella que al ser ejecutada en la Mina, permita obtener la mayor contribución económica de la Unidad Casapalca.

Está dirigido a dar soporte a la Superintendencia de Minas en la toma de decisiones respecto al planeamiento mensual, anual y a plazos mayores, de acuerdo con los planes quinquenales de la empresa o expansiones previstas para el yacimiento. Es una herramienta de seguimiento y control para el Jefe General de Minas y Jefes de Sección.

2.5.2. FORMULACION

Es un Modelo de programación lineal multiperíodo, cuyo objetivo es la selección de un plan de minado óptimo que satisfaga los cuatro aspectos interrelacionados siguientes:

- 1) Producir el mayor valor de concentrados,
- 2) Al mínimo de costos variables de minado y de concentración,
- 3) Tomando en cuenta las limitaciones operativas: disponibilidades de hombres, perforadoras, izaje, transporte por carros, etc. en la mina, y los límites de capacidad de molienda, de flotación, etc. en la concentradora.
- 4) Manteniendo criterios razonables de la operación de la mina: política de conservación de reservas de mineral desarrollado, preparado y roto, tal que al final de la ejecución del Plan la mina queda en condiciones de seguir produciendo.

Función Objetivo:

Maximizar: (Ingresos - Costos Variables)

donde:

Ingresos = Valor Concentrados * Ton. Concentrados producidos

**C. Variables = Costo Variable Minado * Tonelaje Minado +
Costo Variable Concent. * Tonelaje Alimentación**

Sujeto a :

Limitaciones operativas.

Limitaciones de política minera

Estas se detallan en las restricciones estructurales siguientes:

- 1) **Límite máximo de minado por período: limita el tonelaje posible a trabajarse, por etapa y por período.**
- 2) **Balance total de alimentación a concentradora: el balance total jalado de la mina debe ser igual al tonelaje alimentado a concentradora.**
- 3) **Balance contenido metálico en la alimentación: el tonelaje total de un metal jalado de la mina debe ser igual al tonelaje total de ese metal en la alimentación.**
- 4) **Límite máximo de equipo: limita la utilización de las máquinas de la mina, para toda la mina y por nivel, considerando los coeficientes de uso por equipo en cada guardia.**

- 5) **Balance de Reservas:** calcula el inventario de reservas al final de cada período (5 periodos por cada plan de minado).
- 6) **Máxima capacidad de molienda en concentradora.**
- 7) **Balance de recuperación de metales en los concentrados:** la recuperación de metales en la alimentación debe ser igual al contenido metálico en los concentrados.
- 8) **Balance de producción de concentrados:** para calcular la cantidad producida de un concentrado.
- 9) **Valor de concentrados:** acumula el valor de un concentrado en una sola variable.
- 10) **Máxima capacidad de concentrados:** limita la cantidad a producir de cada concentrado de acuerdo a su máxima capacidad.

2.5.3. ESTRUCTURA COMPUTACIONAL

Este Modelo utiliza el paquete MPSX para la resolución de las ecuaciones lineales. La estructura del Modelo es compleja y el número total de restricciones varía con la cantidad de tajeos que se programen en un determinado horizonte de planeamiento, por ello posee un proceso automático de generación de la matriz. Para un promedio de 100 labores programadas, se genera una matriz del orden de 2000 filas x 3000 columnas.

Está soportado por un Sistema de Información en COBOL y archivos VSAM, que se encarga de la gestión de datos. Tanto el Modelo como el Sistema operan en un computador central IBM 4381.

Según el informe de elaboración del Plan de Minado de 1985 con el Modelo Matemático el proceso computacional para la primera base (1ra. solución) tuvo un tiempo de 2 h 35 min de ejecución del MPSX/370, con una matriz de 2087 filas y 2860 columnas para 117 tajeos, luego de 3019 iteraciones. Las siguientes bases fueron halladas luego de 350 iteraciones en promedio a partir de la primera y tuvieron un tiempo promedio de 25 minutos de ejecución. [COR85]

2.5.4. REPORTES DEL MODELO

Estos son reportes de gestión, que apoyan al Ingeniero de Minas en la determinación del Plan óptimo según los objetivos establecidos para el horizonte de planeamiento:

- 1) **Selección de Labores a Trabajar:** indica la secuencia de minado y tonelajes a producir, por etapas y periodo.
- 2) **Plan de Producción de Minas - TCS Jaladas:** indica el tonelaje a extraer por cada etapa (Desarrollo, Preparación, Rotura y Jale) en su conjunto.
- 3) **Plan de la Concentradora:** tonelaje y leyes a producir por concentrado y por período.
- 4) **Recuperaciones de la Concentradora:** correspondiente a cada metal y por período.
- 5) **Plan de Utilización de Equipos:** por labor y período.
- 6) **Inventario de Reservas:** muestra el balance de reservas.
- 7) **Reporte Sumario:** muestra un cuadro de resultados económicos.

2.5.5. BENEFICIOS ESPERADOS

El objetivo de la aplicación del Modelo es proveer a los Ingenieros a cargo de la operación de una herramienta para:

- Evaluar diferentes alternativas óptimas de planeamiento de la explotación de la mina en el corto, mediano y largo plazo.
- Evaluar la variación en la asignación de recursos, tanto en equipo y personal, y su impacto sobre los planes de minado, costos variables de minado y la contribución económica, mejorando también la utilización de los recursos.
- Evaluar diferentes alternativas de alimentación de mineral a concentradora.

El mayor valor del Modelo radica en su capacidad para evaluar diferentes alternativas a largo plazo. El planeamiento a largo plazo es el de mayor importancia pues da el horizonte para el corto plazo.

2.5.6. PROBLEMAS DE IMPLEMENTACIÓN

A mediados de 1976 se efectuaron las pruebas de validez del Modelo mediante corridas del Plan Histórico del Modelo y del Plan Optimo, ambos referidos al "periodo histórico" I Semestre 1975, el primero para verificar el realismo del plan, y el segundo para examinar el valor de uso del Modelo. La corrida del Modelo requería 20 horas de computador. Los resultados fueron satisfactorios para tales objetivos.

En 1978 se inició el desarrollo del Sistema de Información del Modelo, el cual se concluyó recién en 1983 con la instalación de un terminal IBM 3270 en Casapalca para su operación.

Sin embargo, casi desde el inicio de su implementación en 1978 se detectaron problemas de diversa índole, los que se reportaron oportunamente [CRO78]. Entre los más saltantes tenemos:

a) Problemas de Formulación del Modelo:

- Inclusión del Desarrollo como una etapa de minado de una labor, cuando no lo es; por consiguiente se asumió cierto radio de cubicación por metro de desarrollo y la aplicación de un mismo método de explotación, es decir "casi a ciegas".
- Inclusión de reservas eventualmente accesibles en el planeamiento de minado a corto y mediano plazo. Normalmente sólo se consideran las reservas operativas probadas, probables y accesibles.

Agrupación de todos los tajeos bajo una misma secuencia de minado correspondiente al "Shrinkage" (reducción dinámica): Desarrollo-Preparación-Rotura-Jale (D-P-R-J); en 1976 el 80% de la producción provenía de este método, (no se consideró la secuencia correspondiente a Corte y Relleno). El modelo considera una secuencia de minado rígida (p.ej. una vez empezado el vaciado del tajeo, no hay más rotura). Sin embargo en la práctica es posible alterar la secuencia debido a cambios en las características geológicas u operacionales.

La segunda prueba histórica realizada sobre el I Trimestre de 1983 [COR84] confirmó la distorsión de la secuencia de minado. Para este período la proporción de tajeos "Shrinkage" había disminuido a 60%.

b) Problemas de Estructura del Modelo:

- Violación de las ecuaciones de secuencia, es decir, que una etapa no sea concluida totalmente antes de iniciarse la siguiente.

Priorización de tajeos con leyes altas.

Ambos se deben a la existencia de un "período residual" (o virtual) y a la estructura de la función objetivo. El "período residual" se creó para la solución del modelo, con

la finalidad de "vaciar" teóricamente aquellos tajeos que no hubieran terminado de explotarse al final del último período real de planificación, y así puedan ser evaluados en conjunto con los demás tajeos; con este fin el "período residual" está libre de restricciones operativas y dispone de recursos infinitos.

Pero el efecto es contraproducente. La función objetivo trata de maximizar la contribución económica en todos los períodos incluyendo el período residual. La contribución de cada tajeo es mayor en la etapa de Jale, luego en Rotura, Preparación y Desarrollo, por el mayor volumen de mineral a extraer y el costo menor en el Jale. El Modelo tiende a desarrollar y preparar la Mina sólo lo necesario en los primeros períodos, con el fin de romper y jalar en el período residual. Asimismo prioriza las labores de mayor ley para lograr una contribución total máxima.

c) Problemas en el Sistema de Información:

- Cálculo automático del tonelaje a extraer en nuevos tajeos mediante una "cubicación geométrica" (no geológica) y cálculo automático de los saldos de tonelaje en cada labor, en base a dimensiones promedio de tajeo.
Distorsiones tales como "saldos negativos de tonelaje para jale".
- Utilización de leyes promedio históricas calculadas por el sistema, frente a la estimación geológica de leyes de acuerdo al horizonte de planeamiento elegido.
- Cambios ocurridos en las condiciones de operación de la mina desde la época de formulación del Modelo, específicamente respecto a: utilización de nuevo tipo de equipos en las secciones de Carmen, Rosaura y Expansión, inclusión de nuevas zonas de diferente comportamiento mineralúrgico lo que obligó a alterar el programa de extracción de mineral por condiciones adversas de impurezas.

Los saldos de mineral roto y jalado por labor debieron ser calculados en base a datos históricos ingresados exógenamente y no mediante un cálculo geométrico, pues afectaban al cálculo de las constantes en las ecuaciones de secuencia de minado y causaban distorsiones en los resultados. Del mismo modo, las reservas disponibles para preparación de tajeos debieron actualizarse en base a los resultados de la Exploración y Desarrollo.

Teniendo en cuenta que ese modelo se construyó con conceptos y facilidades de cómputo disponibles en la década de 1970, no era posible efectuar la

retroalimentación del sistema con información real. Por ello se debía modelizar la operación completa paso a paso, resultando en desviaciones apreciables respecto a la realidad cuando se le aplicaba al planeamiento a corto plazo.

d) Problemas en el Entrenamiento y Operación:

- Debido a la complejidad del modelo y las limitadas facilidades de cómputo a inicios de la década de 1980, se requería la participación de un especialista en la operación; cualquier supervisor no podía operarlo a menos que tuviese una extensa capacitación.

La alta rotación del personal fue otro problema de la implementación. Esto obligaba a reiniciar frecuentemente el proceso de capacitación.

- La estrategia utilizada para la transferencia del Modelo al Usuario no fue la más adecuada, pues se exigía el nombramiento de un Ingeniero de Minas como Asistente de Planeamiento en Casapalca, con la categoría de Asistente Superintendente.

La entonces Superintendencia General de Minas (en La Oroya) destacó en 1978 un Ingeniero Industrial Junior a Casapalca, principalmente para el cálculo de coeficientes de utilización de equipos. Sin embargo este arreglo no logró su cometido a cabalidad puesto que la supervisión de Casapalca no se involucró mayormente en la operación del modelo.

2.5.7. SITUACIÓN ACTUAL DEL MODELO

A mediados de 1984 se preparó la corrida del Plan de Minado de 1985, contándose con el apoyo de un Ingeniero Asistente Jefe de Sección Mina designado como Coordinador de Planeamiento, pero en adición a sus funciones. La primera tarea efectuada fue la actualización de los coeficientes de utilización de equipos. Según el informe respectivo [COR85] los resultados de la corrida fueron:

- tonelaje por secciones próximo a lo real
- promedio de leyes próximo a lo real
- tajeos en jale en el período residual
- priorización de tajeos ricos de la Sección VI

- violación en la disponibilidad de palas-guardia para el nivel 33 (Sec.VI)
- disminución en el balance de reservas "desarrolladas" por el Modelo.

Ante estos resultados, se planteó la necesidad de modificar el Modelo y Sistema de Información. Este cometido no se llegó a realizar por la re-priorización de desarrollo de sistemas solicitada por los Usuarios ante el advenimiento del microcomputador, y se tuvo que variar la estrategia general de desarrollo de proyectos informáticos para los Dptos. de Minas y Concentradoras. A fines de 1984 se inició el proyecto de desarrollo del nuevo Sistema de Información de Casapalca (SICASA) en Dbase II operando en una PC. Las modificaciones previstas en el Modelo se fueron postergando mas y mas, por lo cual tanto el Modelo y el Sistema de Información que operaba en el Computador Central quedaron desactualizados.

2.6. HIPÓTESIS CENTRAL

2.6.1. NECESIDAD DE UN MODELO SIMPLIFICADO DE PLANEAMIENTO

El caso del Modelo de Planeamiento de Minado de Casapalca ilustra un intento poco exitoso de desarrollo de una herramienta que apoye eficazmente a los Ingenieros de Operaciones, siendo estas las principales razones:

- intento de modelizar en detalle la operación minera, incorporando características propias de un método de explotación, las que restringieron el modelo a la rigidez de la secuencia del método.
- utilización indistinta en planeamiento a largo plazo y corto plazo, sin tener en cuenta que sus objetivos son diferentes; en el largo plazo se mantuvo la secuencia de minado propia del método.
necesidad de un especialista para la operación del modelo; cualquier supervisor no podía operarlo a menos que tuviese un extenso entrenamiento.
- necesidad de abundante información, lo que implicaba destinar un considerable numero de horas-hombre para la recolección y preparación de la data, aún para el planeamiento a corto plazo.

Estas condiciones entre otras fueron determinantes para que el Modelo caiga rápidamente en desuso. Surgió entonces la necesidad de tener una herramienta lo suficientemente robusta y ágil que apoye al planeamiento y control de la producción en el corto plazo, sin llegar a una sofisticación exagerada.

2.6.2. ENFOQUE DE FACTORES CRÍTICOS DE ÉXITO

Consiste en orientar el esfuerzo de planeamiento y control sobre aquellos factores o variables críticas de las cuales depende mayormente el éxito o fracaso de cualquier negocio o actividad humana. Es sencillamente la aplicación de la Ley de Pareto. [KHA91]

Para poder identificar las variables críticas de éxito es necesario considerar los objetivos generales de cada horizonte de planeamiento.

En el **planeamiento a largo plazo** se persigue definir preliminarmente las áreas de mina que serán trabajadas en el tiempo, según las demandas de la producción. Esto se realiza en el planeamiento anual. Entonces lo que interesa es **determinar los recursos que deberán asignarse** en el tiempo, tanto en capital, equipos, y personal, a fin de hacer posible la explotación de tales áreas.

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

Actualmente este objetivo ideal puede alcanzarse sin necesidad de construir un modelo complejo que considere todos los detalles de los métodos de explotación, y asuma demasiadas condiciones promedio tanto de la operación como de los equipos utilizados en cuanto a capacidad y disponibilidad. Esto es posible mediante la implementación de tecnologías de información y control de procesos en todas las áreas de producción.

Entre los procesos de simplificación, modernización y automatización de las operaciones se considera la asignación de personal entrenado y de equipos de control adecuado para su puesta en operación, tales como balanzas automáticas, alimentadores de velocidad variable, analizadores en el flujo y un sistema de adquisición de datos al nivel de los puntos de alimentación de mineral al circuito de chancado y/o molienda, operando continuamente durante las 24 horas.

Ahora bien, si la puesta en operación de esta solución ideal resulta difícil para cierta operación minera, se puede optar por una solución alternativa que es efectuar el control por guardia, tal como se hace en la actualidad en muchas empresas mineras nacionales.

2.6.3. RESTRICCIONES GEOLÓGICAS

Como veremos en este acápite y en el siguiente, de las dos variables críticas de éxito la **ley objetivo** es la más difícil de lograr, por dos razones principales:

- La ley estimada de un tajeo no es exacta, pues está sujeta a la variabilidad propia en la zona a donde pertenece, dependiendo del grado de aleatoriedad y las características geológicas.
- La estimación de la ley por tajeo está sujeta a errores sistemáticos, tanto en el muestreo diario de los frentes en actual explotación, como en el ensaye en el laboratorio y asimismo en el método de cálculo de la ley media.

Hay dos fuentes de error que afectan a la estimación de leyes:

- Calidad de la técnica de muestreo en el campo: al muestrear comúnmente se colecta mayor cantidad de material suave, en cambio del material duro se colectan fragmentos, y en poca cantidad; esto da lugar al sesgo propio de la muestra.
- Método de estimación: corrientemente se calculan los promedios ponderados de leyes de los ensayos más cercanos a la "tajada" de mineral a extraerse; sin embargo estas leyes pueden sufrir variaciones considerables,

Por ello, la construcción del modelo debe considerar alternativas de solución dependiendo del grado de variabilidad de las leyes estimadas, lo que implica incluir un rango aceptable de variación de la ley de un frente o tajeo. Este rango de variación puede

provenir de la Varianza de Estimación, determinada mediante la aplicación de técnicas geoestadísticas. [JOU77]

Por otro lado, tanto la distribución de leyes de muestras como la de bloques de mineral se asemejan a la distribución lognormal [DAV77]. Esto se explica por la relativa menor cantidad de mineral rico en la naturaleza. Siendo escasos los recursos minerales económicos o "reservas" es conveniente aplicar una estrategia que oriente a una explotación racional. [SWI75]

El presente modelo de planeamiento de minado a corto plazo, intenta responder a una política conservadora, tal que optimice el uso del mineral de reservas. Esta política posibilita que en períodos de precios altos se pueda aprovechar al máximo el mineral ubicado, extrayendo mineral de baja ley, de modo que en épocas de precios bajos se disponga de suficiente mineral de alta ley. En consecuencia también se logra aprovechar cada dólar que se invirtió en las exploraciones y desarrollos efectuados para ubicar reservas. [NEI88]

De acuerdo a la política de conservación de las reservas, las leyes a extraerse no deben superar, en promedio, las leyes de reservas. Se busca minimizar la diferencia en contenido metálico entre las leyes de producción y las leyes de reserva, considerando además un margen por sobre estimación sistemática de las leyes de cada tajada. Esto se logra priorizando la extracción de mineral de labores pobres y/o contaminadas.

2.6.4. RESTRICCIONES DE LA OPERACIÓN MINERA

En forma práctica se puede establecer que, una vez definida la estrategia de tratamiento de las leyes, el problema del planeamiento a corto plazo radica en determinar el tonelaje a extraer de cada tajeo o frente, de modo que se cumpla con los objetivos de producción, tanto en volumen y calidad.

El tonelaje a extraer por labor o frente depende de:

- etapa de minado, según el método de explotación,
- tonelajes históricos de producción,
- disponibilidad de equipo,

- accesibilidad de la labor,
- estado de los servicios auxiliares (vías de acarreo y relleno, instalaciones de agua, aire comprimido, ventilación, etc.

Es posible expresar todos estos factores en función de la magnitud del tonelaje a extraerse, a fin de simplificar la formulación e interpretación analítica de resultados. Es común disponer de la información pertinente a cada fin de guardia, de modo que pueda actualizarse un cierto rango de tonelajes posibles a extraer por frente.

No es preciso determinar un tonelaje exacto de extracción por tajeo o frente. La solución del modelo sirve como una referencia o derrotero que se puede seguir para lograr un resultado óptimo y realista.

En cuanto a la economía de la operación es necesario evaluar el costo variable de minado por cada zona o sección de minado, a fin de determinar el nivel óptimo de producción, para contrarrestar el costo fijo correspondiente (principalmente labor y servicios). Es necesario hallar el punto de equilibrio, teniendo presente el logro de la calidad óptima del mineral de cabeza. [ORO93]

2.6.5. CONDICIONES DE IMPLEMENTACIÓN

La implementación de un modelo de optimización requiere necesariamente realizar cambios importantes en el modo de hacer las cosas en la operación minera.

Los posibles cambios se pueden agrupar en 3 aspectos:

- a) procedimentales: reducción en la secuencia de actividades necesarias para el planeamiento y control de producción, por la utilización de otros medios que agilicen la gestión de la información (sistema de información en una red de cómputo).
- b) organizativos: mas coordinación entre las áreas involucradas, eliminación del departamentalismo hasta un posible "aplanamiento" de la estructura organizacional.
- c) operativos: instalación de balanzas automáticas y alimentadores de cadena con motores de velocidad variable, enlace con sistemas de instrumentación y control de procesos, enlace inambrico a labores subterráneas, etc.

El departamentalismo existente en muchas empresas mineras, causa el fracaso de medidas de optimización. Caso típico es la pugna entre Mina y Planta debido a los resultados oficiales diarios de producción. Lo mismo ocurre cuando las áreas de Control de Calidad (Laboratorio Analítico y otros) se subordinan a alguno de los departamentos de producción. Deben existir objetivos globales de producción que sean respetados por todas las áreas involucradas: Mina, Tajo, Concentradora, Geología, etc. [LEE89]

Sin embargo el requisito mas importante para el éxito de la implementación de un modelo computarizado de optimización es la participación directa de los Supervisores a cargo de las operaciones mineras, desde la formulación hasta la puesta en operación.

Una forma de lograrlo es mediante cursos de difusión sobre técnicas de investigación de operaciones y sus aplicaciones en otras empresas.

2.6.6. CARACTERÍSTICAS DESEABLES DE UN MODELO COMPUTARIZADO

En el ámbito internacional la tendencia general en la mayoría de las empresas mineras es hacia no utilizar un paquete integrado para la solución de sus requerimientos informáticos, menos aún en el caso de modelos de optimización como programación de la producción. Mayormente se usa una combinación de software comercial de uso general (p.ej. SuperLINDO, AutoCAD, etc.) y software desarrollado dentro de la misma empresa, junto con diferentes metodologías informáticas, para resolver el manejo de su información y soporte a la toma de decisiones. [HOU86]

Actualmente en el mercado se dispone de sistemas que facilitan el desarrollo de modelos de programación lineal para propósitos específicos en cualquier organización, de modo que no es necesario adquirir un modelo de uso general. [SPE94]

Según un estudio realizado por la firma Gibbs & Associates Inc. de Denver-Colorado, USA [GIB91] sobre el software minero actualmente disponible en el mercado, se concluye que además de la capacidad de solucionar problemas y analizar la data, las características requeridas mas saltantes de un sistema son:

- a) Buena calidad de la documentación.
- b) Ser amigable al usuario.
- c) Flexibilidad de adaptación y uso.

- d) Solución integrada, considerando interfases sencillas con otros sistemas.
- e) Gráficos interactivos.
- f) Ayudas en línea y menús.

Resumiendo, un eficiente modelo computarizado de planeamiento de minado debe reunir las siguientes características mínimas:

- robusto en su concepción formal o matemática,
- independiente del método de explotación, del número de elementos metálicos, y del método de cálculo de la valorización de mineral,
- manejo de los datos en forma independiente al modelo, y de forma transparente al Usuario.
- flexible, que permita cambiar sus parámetros según los cambios en la operación misma,
que no requiera demasiada información para su uso, o integrado a un sistema de información automatizado,
- que permita evaluar diferentes alternativas rápidamente,
- que proporcione respuestas consistentes en corto tiempo,
sencillo en la interpretación de resultados y en su aplicación a las operaciones mineras,
que el entrenamiento requerido sea mínimo, y que use una breve y eficiente documentación,
- y finalmente, que su costo de utilización sea mínimo.

2.5.7. BENEFICIOS PREVISTOS

El planeamiento minero y programación de operaciones es una área en la cual las facilidades de computación proveen considerable beneficio. Con apropiadas facilidades el ingeniero de planeamiento tiene tiempo para examinar iterativamente un rango de opciones y no tiene que confiar únicamente en su experiencia. Esto es particularmente cierto en el contexto del planeamiento a corto plazo donde el ingeniero está forzado a trabajar dentro de severas restricciones de tiempo. [HOU86]

a) Beneficios Tangibles:

La aplicación de un Modelo permite a los Ingenieros a cargo de las operaciones:

- Evaluar diferentes alternativas óptimas de planeamiento de la explotación de la mina en el corto, mediano y largo plazo.
- Evaluar la variación en la asignación de recursos, tanto en equipo y personal, y su impacto sobre los planes de minado, costos variables de minado y la contribución económica, mejorando también la utilización de los recursos.
- Evaluar diferentes alternativas de alimentación de mineral a concentradora.

Entre los principales efectos sobre la operación se prevé:

- Reducir la fluctuación diaria, de ser posible horaria, de la ley de cabeza a fin de mejorar significativamente los resultados metalúrgicos en grado de concentrado, recuperación y leyes de contaminantes en el concentrado
- Minimizar el costo variable total de minado y concentración,
- Priorizar la extracción de labores denominadas pobres y/o contaminadas, permitiendo el óptimo aprovechamiento de las reservas.

b) Beneficios Intangibles:

El aspecto que potencialmente puede brindar el beneficio directo mas grande de la implementación de modelos y técnicas computarizadas, proviene del incremento de flexibilidad y confianza en el proceso de toma de decisiones y la habilidad para implementar rápidamente los cambios operacionales dictaminados por influencias externas fluctuantes.

Solo con información precisa actualizada y la habilidad para simular y analizar rápidamente los efectos de condiciones cambiantes sobre una operación minera, la administración puede tomar e implementar las decisiones necesarias para mantener la competitividad en el mercado actual altamente competitivo y volátil.

2.6.8. ENUNCIADO DE LA HIPÓTESIS CENTRAL

En la presente Tesis se busca demostrar que es posible construir un modelo de planeamiento de minado a corto plazo, tal que:

- a) que su concepción matemática pueda responder a las condiciones operacionales mineras de cualquier Unidad de Producción en particular,**
- b) que permita alimentar a Concentradora una mezcla óptima de mineral y uniforme en el tiempo, tanto en calidad y cantidad, todos los días del mes,**
- c) que reduzca el control operacional a pocas variables críticas de éxito: tonelaje y ley por frente o tajeo.**
- d) que considere una política conservadora en cuanto a la estimación de leyes, debido al grado de certeza, y en cuanto al uso racional de las reservas minerales, por ser un recurso agotable,**
- e) que exprese condiciones o restricciones de la operación minera en forma sencilla a través del tonelaje,**
- f) cuya implementación apoye cambios sustanciales en los procedimientos de organización, control y operación del negocio, tendientes a lograr mayor eficiencia y productividad, y finalmente,**
- g) que sus características de diseño informático y computacional permitan una operación sencilla, flexible, rápida y económica, proveyendo al usuario de varias alternativas de acción.**

En la sección "Parte Práctica" de esta Tesis se demostrará la viabilidad y utilidad de construir tal Modelo.

CAPÍTULO 3

FORMULACIÓN DEL MODELO SIMPLIFICADO DE MEZCLA DE MINERAL

3.1. FORMULACION DEL PROBLEMA

El problema consiste en satisfacer los requerimientos operacionales siguientes:

- a) alimentar mineral de calidad y tonelaje uniforme a la Concentradora en cada guardia de operación, combinando mineral de diferentes frentes, tanto de mina y tajo, apoyando el control horario de producción,
- b) maximizar la contribución total por la producción y venta de concentrados, o dicho de otro modo, minimizar el costo variable total de minado y concentración (no es posible manejar los precios),
- c) satisfacer los límites aceptables de tratamiento en Concentradora por zonas (secciones de mina, disparos del tajo), por mineral combinado y por límites de contaminantes, de manera que se minimice la presencia de contaminantes en los concentrados y se logre un producto de buena calidad,
- d) priorizar la extracción de labores denominadas pobres y/o contaminadas,
- e) generar un escenario probable de producción minimizando los costos fijos (principalmente labor y servicios) sin afectar la maximización de la producción.

Estos requerimientos se pueden satisfacer mediante un modelo de programación lineal con metas múltiples, tal que permita obtener la mezcla de minerales mas adecuada. Tal modelo debe apoyar a los Superintendentes de Mina, Concentradora y al Jefe de Geología tanto en el planeamiento mensual y semanal, como en el control diario de la producción.

3.2. CONSTRUCCIÓN DEL MODELO

3.2.1. SUPUESTOS DE SIMPLIFICACIÓN

Los supuestos de simplificación se basan principalmente en la **reducción del número de variables de decisión y el número de restricciones** al mínimo indispensable según los objetivos de la optimización, con el propósito de concentrar la atención del usuario en la interpretación rápida de varios planes alternativos. Así, se consideran:

- las variables de decisión son el tonelaje y la ley de extracción por tajeo o frente; de ambas la única variable sobre la que se puede ejercer control durante la operación de minado es el **tonelaje**.
- el ritmo de producción en cada frente de producción se mantiene prácticamente constante en un horizonte de planeamiento a corto plazo; por ello **no** se requiere construir un modelo de planeamiento **multiperíodo**.

En cuanto a los costos unitarios, se asume linealidad respecto al volumen de producción, considerando un rango operacional generalmente estrecho, debido a que no es posible a corto plazo variar significativamente la capacidad de tratamiento en la Planta Concentradora.

Sin embargo esta simplificación debe sujetarse a las siguientes condiciones de modelización:

Respeto a la práctica minera corriente, tanto por el Modelo como por el método de solución.

- Independencia respecto al método de explotación, número de elementos metálicos, y método de cálculo de la valorización de mineral de cada Mina.
- Flexibilidad para responder a diferentes objetivos del planeamiento, en un mismo horizonte de tiempo. Es decir el modelo debe ser parametrizable en cuanto a la priorización de las metas.

Adaptabilidad para su uso como herramienta de programación de la extracción por guardia, día ó semana, de las labores consideradas en el Plan Mensual, incorporando los cambios en las restricciones operativas: leyes de cabeza, reservas, nivel de impurezas, disponibilidad de equipo, cambios en los objetivos de producción ,etc.

3.2.2. ELEMENTOS DEL MODELO

Teniendo en cuenta las consideraciones anteriores y la necesidad de satisfacer las **metas múltiples** planteadas en la formulación, es necesario especificar con precisión los elementos del modelo:

Las **variables de decisión** son los tonelajes a extraer de cada tajeo y sección con la finalidad de conseguir la máxima contribución a la Unidad.

Las **variables de escape** o de desviación sirven para dar holgura a la solución matemática priorizando el logro de algunas metas en detrimento de otras; de este modo se evitan las soluciones matemáticas infactibles.

Las **restricciones estructurales** expresan principalmente los rangos de tonelaje a extraer por cada tajeo, y el balance de contenido metálico de alimentación a Concentradora.

Las **restricciones de las metas** están ligadas a estas a fin de forzar el cumplimiento de objetivos de producción.

La **función objetivo** consiste en la minimización de las desviaciones respecto a cada una de las metas. Aquellas desviaciones que interesan sobremanera ser minimizadas tienen la mayor prioridad. Esto implica el establecimiento de un vector de **coeficientes de priorización** en base al nivel de importancia de cada meta individual, y a las magnitudes dimensionales de las variables involucradas.

A diferencia de las modelizaciones clásicas, donde se prioriza simplemente la optimización del beneficio económico, aquí se establecen metas múltiples donde el logro del beneficio económico no es necesariamente el de mayor prioridad. Se ha encontrado en nuestro país un solo caso similar donde se optimiza la venta de concentrados de diferentes calidades. [MAN85]

3.2.3. ESTRUCTURA MATEMÁTICA

Componentes:

$i = 1, P$: tajeo i , de 1 a P frentes o tajeos
$j = 1, S$: sección j , de 1 a S secciones
$m = 1, M$: metal m , de 1 a M metales
$k = 1, K$: contaminante k , de 1 a K contaminantes
entre { }	: parámetros o constantes numéricas.

Variables de Decisión:

	= tonelaje a extraer de cada tajeo i de la sección j correspondiente a un período de planeamiento.
TSEC $_j$	= tonelaje a extraer de cada sección j durante cada campaña.
TOP	= tonelaje objetivo de producción en el período de planeamiento considerado.

Variables de Escape:

En general, cualquier modelo lineal que tenga ecuaciones, es decir expresiones con relación de igualdad, está matemáticamente muy restringido [ALV90]. La inclusión de variables de escape eliminan esta condición.

La programación lineal por metas requiere que se establezcan variables de escapes con dos componentes, uno de déficit y otro de exceso. De otro modo el modelo se distorsiona y puede dar soluciones inconsistentes.

La notación que usamos aquí empieza con E (escape) y termina con D (déficit) y E (exceso).

ETSEC $_j$	= déficit en la producción deseada, sección j
ETSEC $_j^E$	= superávit en la producción deseada, sección j
EMETD $_m$	= déficit en balance de contenido metálico, metal m

EMETE_m	= superávit en balance de contenido metálico, metal m
EIMPD_k	= déficit en el balance de contenido metálico, impureza ó contaminante k
EIMPE_k	= exceso en el balance de contenido metálico, impureza ó contaminante k
ECAPCD	= déficit en la utilización de la capacidad instalada de tratamiento de la concentradora
ECAPCE	= exceso en la utilización de la capacidad instalada de tratamiento de la concentradora
EPEQSD_j	= pérdida neta bajo el punto de equilibrio, sección j
EPEQSE_j	= ganancia neta sobre punto de equilibrio, sección j
ECONTD	= déficit en el logro de la contribución esperada
ECONTE	= superávit en el logro de la contribución esperada

Restricciones Estructurales

R1) Tonelaje de producción por tajeo dentro de un rango operativo:

$$T_{ij} \geq \{ TMIN_{ij} \} \quad ; i= 1,P ; j = 1,S$$

$$T_{ij} - \text{delta} \leq \{ TMAX_{ij} \} \quad ; i= 1,P ; j = 1,S ; \text{delta} \geq 0$$

La inclusión de la variable **delta** permite levantar el límite superior **TMAX_{ij}** con la finalidad de dar holgura al modelo en la búsqueda de la solución operativa mas adecuada. El parámetro de tonelaje máximo a extraer por tajeo es el más restrictivo del modelo, a la vez el más manejable por parte de los ingenieros a cargo de las operaciones.

Naturalmente la solución básica, respetando las condiciones actuales, se obtiene incluyendo la siguiente ecuación, haciendo **TONADI = 0**. Como veremos mediante un ejemplo, este artificio posibilita la realización el **análisis paramétrico** [HIL91]. Permitirá responder a la pregunta: ¿cuál sería el nivel ideal de producción por labor, sin tomar en cuenta las restricciones operativas actuales?

$$\text{delta} = \{ \text{TONADI} \}$$

R2) Balance de la sumatoria de tonelaje por tajeos y el tonelaje deseado por cada sección.

$$\begin{aligned} & j=S \quad i=F \\ & \sum_{j=1} \left(\sum_{i=1} T_{ij} \right) - TSEC_j = 0 \\ & j=1 \quad i=1 \end{aligned}$$

R3) Balance de la sumatoria de tonelaje por secciones y el tonelaje objetivo de alimentación a Concentradora.

$$\begin{aligned} & j=S \\ & \sum_{j=1} (TSEC_j) - TOP = 0 \\ & j=1 \end{aligned}$$

Restricciones de Metas:

M1) Balance de la sumatoria de contenidos metálicos con el rango de contenido metálico de producción.

$$\begin{aligned} & m=M \quad j=S \quad i=F \\ & \sum_{m=1} \left(\sum_{j=1} \sum_{i=1} T_{ij} \{ L_{ijm} \} \right) - \{ LTOP_m \} TOP + EMETD_m - EMETE_m = 0 \\ & m=1 \quad j=1 \quad i=1 \end{aligned}$$

M2) Límite de contenido metálico de contaminante ó impureza.

$$\begin{aligned} & k=K \quad j=S \quad i=F \\ & \sum_{k=1} \left(\sum_{j=1} \sum_{i=1} T_{ij} \{ C_{ijk} \} \right) - \{ MAXIMP_k \} TOP + EIMPD_k - EIMPE_k = 0 \\ & k=1 \quad j=1 \quad i=1 \end{aligned}$$

M3) Tonelaje de producción por sección dentro de una fracción asignada, respecto al tonelaje objetivo total, de acuerdo a la capacidad de transporte, izaje y servicios generales de zona c sección.

$$j=S$$

$$\sum_{j=1} (TSEC_j + ETSECD_j - ETSECE_j - \{ FTOP_j \} TOP) = 0$$

$$j=1$$

M4) Utilizar toda la capacidad de tratamiento de la Concentradora, en el período de planeamiento, considerando 2 o más campañas.

$$TOP + ECAPCD - ECAPCE = \{ CAPCONC \}$$

M5) Satisfacer los niveles de producción del punto de equilibrio por sección mina (ingresos - costos variables - costos fijos).

$$j=S \quad i=F$$

$$\sum_{j=1} (\sum_{i=1} \{ V_{ij} - CVM_{ij} \} T_{ij}) + EPEQSD_j - EPEQSE_j = \{ CPSEC_j \}$$

$$j=1 \quad i=1$$

Adicionalmente calculamos los resultados económicos por sección mina RESEC y los costos de concentración COSCON por separado, a fin de llevar estos resultados a la próxima restricción de meta. COSCON incorpora todos los costos de concentración.

$$(EPEQSD_j + EPEQSE_j) - RESEC_j = 0 \quad ; \quad j = 1,S$$

$$j=S$$

$$\sum TSEC_j \{ CVC_j \} + \{ CFCONC \} - COSCON = 0$$

$$j=1$$

M6) Alcanzar la máxima contribución neta mensual posible (p.ej. US\$ 1'000,000).

$$j=S$$

$$\sum RESEC_j - COSCON - CFGIO + ECONTD - ECONTE = \{ MAXCONT \}$$

$$j=1$$

La variable CFGIO absorbe los costos fijos por Gastos Indirectos de Operación.

M7) Priorizar la extracción de mineral de tajeos "pobres y/o sucios", llamados así por sus leyes bajas, ó alto nivel de contaminantes, ó de alto costo variable.

Esta meta se traslada a la función objetivo como una reducción adicional del exceso del contenido metálico en el mineral de cabeza $EMETE_m$. Esto se expresa haciendo el coeficiente de priorización de $EMETE_m$ mayor que el de $EMETD_m$ para su minimización.

M8) Reducir el costo fijo por GIO a un mínimo posible, p.ej. 90% del costo fijo actual, principalmente en labor de servicios, tal que no afecte el logro de los objetivos de producción debido a la escasez de personal de servicios.

$$CFGIO - fredu \{ GIO \} = 0$$

La variable $fredu$ es el factor de reducción de los GIO's del campamento, y puede ser un valor menor a 1, p.ej. 0.9 (90%). La variable de trabajo $CFGIO$ absorbe los GIO's cuando $fredu = 1$. Como en el caso de δ la solución básica se obtiene incluyendo la siguiente ecuación, haciendo $MINGIO = 1$. Para lograr el balance en la formulación, $CFGIO$ debe ir a la función objetivo para ser minimizada.

$$fredu \geq \{ MINGIO \}$$

Con un ejemplo veremos su utilidad para la realización del análisis paramétrico, a fin de evaluar situaciones en las que hipotéticamente se incremente o reduzca el gasto por GIO's.

Función Objetivo:

Se busca minimizar las variables de escape que impiden el logro de las metas planteadas. Se incluyen coeficientes de prioridad que pueden ser manejados externamente por el ente decisor, según los objetivos específicos del planeamiento en una situación en particular.

Min Z =		
{ P_{M1} }	$\sum_{m=1}^{m=M} (EMETD_m + EMETE_m) +$	balance metálico exacto (TM*ley)
{ P_{M2} }	$\sum_{k=1}^{k=K} (EIMPE_k) +$	límite de impureza (TM*ley)
{ P_{M3} }	$\sum_{j=1}^{j=S} (ETSECD_j + ETSECE_j) +$	aporte de tonelaje por sección (TM)
{ P_{M4} }	$(ECAPCD) +$	reducir déficit de producción (TM)
{ P_{M5} }	$\sum_{j=1}^{j=S} (EPEQSD_j) +$	reducir déficit por secciones (US\$)
{ P_{M6} }	$(ECONTD) +$	reducir déficit de contribución (US\$)
{ P_{M7} }	$\sum_{m=1}^{m=M} (EMETE_m) +$	reducir exceso de cont.met. (TM*ley)
{ P_{M8} }	CFGIO	reducir GIO's (US\$)

Parámetros del Modelo:

La consistencia de los resultados depende de la calidad de estos datos, encerrados entre { } que deben ser determinados cuidadosamente. Algunos de ellos son prácticamente invariables en las sucesivas corridas del modelo, sin embargo debe establecerse una rutina de verificación periódica para constatar la vigencia y precisión de tales datos.

$P_{M1...Mn}$	= coeficiente de prioridad de optimización de cada meta $M1...Mn$. Este coeficiente es el producto de un factor de conversión de magnitudes por el orden de prioridad de cada meta. La prioridad más alta es 1. Este factor de calibración permitirá que todas las metas compitan por igual durante el proceso de optimización.
TMIN_{ij}	= tonelaje mínimo de producción, tajeo j sección j
TMAX_{ij}	= tonelaje máximo de producción, tajeo j sección j
FTOP_j	= fracción deseada de tonelaje objetivo de producción en la sección j , respecto al tonelaje objetivo de producción; estas fracciones deben sumar 1
L_{ijm}	= ley del metal m para el tajeo j sección j
LTOP_m	= ley objetivo del metal m de alimentación a concentradora
C_{ijk}	= ley del contaminante k para el tajeo j sección j
MAXIMP_k	= ley máxima del contaminante k en la alimentación a concentradora,
CAPCONC	= capacidad instalada de tratamiento en la concentradora
V_{ij}	= valor del mineral, proyectado al concentrado, tajeo j sección j
CVM_{ij}	= costo variable de minado, incluyendo costo variable de servicios mina, tajeo j sección j
CVC_j	= costo variable de concentración, para el mineral de la sección j
CFSEC_j	= costo fijo de minado, incluyendo costo de servicios mina, sección j
GIO	= costo fijo compuesto únicamente por los Gastos Indirectos de Operación (GIO) del Campamento
CFCONC	= costo fijo de la concentradora
MAXCONT	= valor arbitrario alto de contribución deseada, p.ej. US\$ 10 millones
MINGIO	= factor de reducción (arbitrario) de los Gastos Indirectos de Operación (GIO), p.ej. 0.9 (90% del costo actual)
TONADI	= tonelaje adicional (arbitrario) a extraer por labor, violando los límites operacionales presentes.

De estas constantes **las más difíciles de determinar son las prioridades por metas**. Estos coeficientes son básicamente ordinales, no cardinales y por lo tanto pueden ser multidimensionales, es decir la función objetivo no debe necesariamente satisfacer una congruencia dimensional.

3.2.4. OBSERVACIONES

- En general las restricciones estructurales son de cumplimiento obligatorio. Para dar libertad al modelo en la búsqueda del óptimo se incluyen variables de escape a los balances de contenidos metálicos principales y de contaminantes, y a la distribución de tonelajes por sección respecto al tonelaje total objetivo. Estas restricciones normalmente tienen alta prioridad en la función objetivo.

A la meta de priorización de extracción de mineral de tajeos "pobres y/o sucios" por sus leyes bajas ó alto nivel de contaminantes ó de alto costo variable, se le considera como un objetivo parcial de baja prioridad, debido a que esta meta puede resultar contraproducente al logro de aquellas de mayor prioridad.

- Al disminuir el costo fijo mediante una probable reducción del personal de las áreas de servicio es necesario incurrir en el uso de **sobretiempos** para suplir el déficit en el nivel de servicio, salvo que se contrate el servicio a terceros. En ambos casos es necesario minimizar este nuevo costo, de modo que el balance económico sea favorable. Sin embargo, no se incluye esta sutileza en la modelización a fin de concentrar nuestra atención en las variables más importantes.

3.3. OBTENCIÓN DE UNA SOLUCIÓN

3.3.1. ALGORITMO DE SOLUCIÓN

Se utiliza el **Método Simplex Revisado** para la solución del Modelo planteado. La solución computarizada se obtiene mediante la aplicación del software de programación matemática **SuperLINDO** versión 1.0 (Linear, INteger, Discrete Optimizer) de LINDO Systems, el cual resuelve programas lineales reales, enteros y cuadráticos. Su capacidad de manejo es de:

- 8000 variables diferentes de CERO.
- 500 columnas y 250 filas.
- 490 variables enteras (0/1).
- 8 caracteres para nombre de variables.

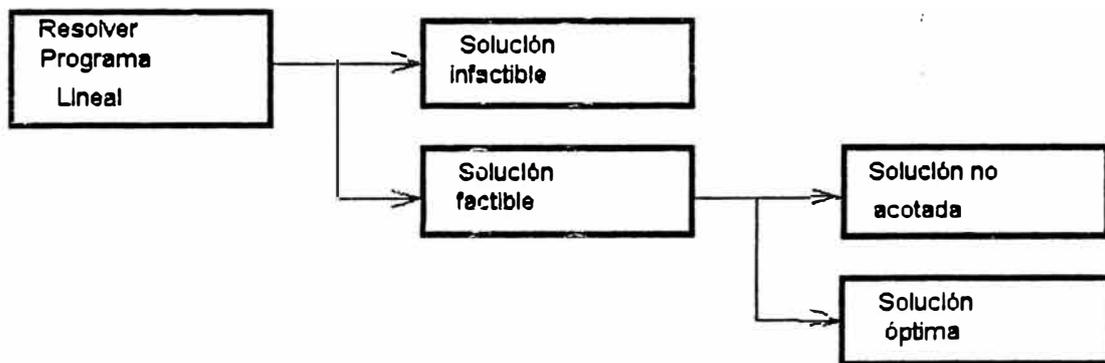
El software SuperLINDO lee el programa lineal expresado en formato MPS (Mathematical Programming System, patente IBM) y lo resuelve mediante una serie de comandos propios. No requiere coprocesador matemático, sin embargo lo aprovecha eficientemente de existir uno en la PC.

En el presente trabajo se ha desarrollado un programa generador de la matriz del modelo en formato MPS, de modo que el software LINDO convierta en el sistema de inecuaciones correspondientes. La dimensión de la matriz está en función del número de metales considerados y el número de labores que intervienen en la modelización.

En cuanto a versiones para Windows se cuenta con el software de algoritmo de optimización AIMMS en PC (Advanced Integrated Mathematic Modelling System, de Paragon Decision Technologies, Netherlands).

3.3.2. TIPOS DE SOLUCIONES

Cuando se realiza la optimización mediante cualquier programa tal como LINDO tenemos los siguientes posibles resultados:



Un problema adecuadamente formulado debiera resultar en una "solución factible y óptima" (Optimal Solution). Si resulta en una "solución no acotada" (Unbounded Solution) es porque se ha omitido inadvertidamente una restricción importante. En el

caso de una "solución infactible" (No Feasible Solution) se debe a que existe por lo menos un par de restricciones contradictorias para una misma variable [SCH89].

3.3.3. EJEMPLO DE APLICACIÓN - MINA XYZ

Con el ejemplo siguiente se muestra la solución del modelo mediante el uso del software LINDO, versión SuperLINDO PC utilizando una simple microcomputadora IBM PC/XT compatible.

En el cuadro se aprecian las condiciones de la operación diaria en la mina hipotética XYZ que consta de dos secciones A y B, cada una con los tajeos A1, A2 y B1,B2,B3 respectivamente. A fin de simplificar el análisis del problema consideramos sólo un metal económico y un contaminante.

Operación Diaria Mina XYZ

VARIABLE	A1	A2	Secc A	B1	B2	B3	Secc B	Mina XYZ
T mín.				200				
T máx.	200	700		800	1000	700		
T obj.			40%				60%	* 1500
Ley Metal %	3.0	5.0		4.0	6.0	8.0		* 5.0
Contamin. %	0.2	0.6		0.5	0.7	0.9		< 0.5
Valor \$/t	23	25		25	26	26		
C.Var.	8	15		5	9	16		
V-C	15	10		20	15	10		
C.Fijo \$			1000				1500	

(*) Objetivos de producción

Las leyes corresponden a cierto metal económico (en %). El valor y el costo variable de mineral se expresan en US\$/TM, y el costo fijo en US\$.

Se asume que el valor del mineral de cabeza se calcula indirectamente a partir del valor del concentrado. En tal caso el valor se ve afectado en proporción geométrica inversa por la ley del contaminante o impureza.

Por condiciones operacionales debe extraerse como mínimo 200 TM del tajeo B2.

El costo variable de concentración se asume constante para minerales provenientes de ambas secciones (pudiendo ser diferentes en caso de tratamiento en campañas de tratamiento), y es de 5 US\$/TM. El costo fijo de concentración es de 500 US\$.

El costo fijo de campamento (GIO, gastos indirectos de operación, en el caso de Centromín) es de US\$ 3,000.

El objetivo principal es obtener la máxima contribución neta, sujeta a una producción objetivo de 1,500 TM y un blending óptimo de mineral. Como mínimo debe lograrse una contribución neta diaria de US\$ 2,000.

Construcción del Programa Lineal

En base a estas condiciones construimos el programa lineal correspondiente en el formato canónico aceptado por LINDO (además del formato MPS) que se puede preparar con cualquier editor de textos y lo almacenamos en el archivo PLAN1.DAT que será leído posteriormente por el programa LINDO. No hemos incluido los coeficientes de priorización en la función objetivo, a fin de simplificar el análisis. Las líneas de comentario empiezan con ! .

```
!FILE: PLAN1.DAT
!FUNCION OBJETIVO
!
  MIN   EMETd + EMETe + EIMPe + ETSECA d + ETSECBd + ETSECAe
        + ETSECB e + ECAPCd + ECONTd + EPEQAd + EPEQBd + CFGIO
!
  SUBJECT TO
!
!RESTRICCIONES ESTRUCTURALES
!Tonelaje mínimo
  2)   A1 >= 0
  3)   A2 >= 0
  4)   B1 >= 0
  5)   B2 >= 200
  6)   B3 >= 0
!Tonelaje máximo y holgura DELTA
  7)   A1 - delta <= 200
  8)   A2 - delta <= 700
  9)   B1 - delta <= 800
  10)  B2 - delta <= 1000
  11)  B3 - delta <= 700
!Balance de tonelaje secciones A y B
  12)  A1 + A2 - A = 0
  13)  B1 + B2 + B3 - B = 0
```

14) $A + B - TOP = 0$
 !RESTRICCIONES DE METAS
 !Balance de contenido metálico
 15) $3 A1 + 5 A2 + 4 B1 + 6 B2 + 8 B3 - 5 TOP + EMETd - EMETe = 0$
 !Balance de contaminante
 16) $0.2 A1 + 0.6 A2 + 0.5 B1 + 0.7 B2 + 0.9 B3 - 0.5 TOP + EIMPd - EIMPe = 0$
 !Aporte de producción por sección mina
 17) $A - 0.4 TOP + ETSECA d - ETSECA e = 0$
 18) $B - 0.6 TOP + ETSECB d - ETSECB e = 0$
 !Utilización de la capacidad máxima de concentradora
 19) $TOP + ECAPC d - ECAPC e = 1500$
 !Satisfacción del punto de equilibrio por sección mina
 20) $15 A1 + 10 A2 + EPEQA d - EPEQA e = 1000$
 21) $EPEQA d + EPEQA e - RESECA = 0$
 22) $20 B1 + 15 B2 + 10 B3 + EPEQB d - EPEQB e = 1500$
 23) $EPEQB d + EPEQB e - RESECB = 0$
 !Costos de concentración
 24) $5 A + 5 B - COSCON = - 500$
 !Máxima contribución neta de la unidad
 25) $RESECA + RESECB - COSCON - CFGIO + ECONT d - ECONT e = 2000$
 !Reducción del costo fijo por GIO's
 26) $CFGIO - 3000 \text{ fredu} = 0$
 !Parámetro para variar costo fijo por GIO's
 27) $\text{fredu} \geq 1$
 !Parámetro para variar tonelaje máximo por tajeo
 28) $\text{delta} = 0$

END

> **lindo** \leftarrow el programa se invoca desde DOS

SUPER LINDO/PC (9 AUG 89)

COPYRIGHT (C) 1989 LINDO SYSTEMS, INC. PORTIONS
 COPYRIGHT (C) 1981 MICROSOFT CORPORATION. LICENSED
 MATERIAL, ALL RIGHTS RESERVED. COPYING EXCEPT AS
 AUTHORIZED IN LICENSE AGREEMENT IS PROHIBITED.

SINGLE USER LICENSE CPE-289? FOR
 CENTROMIN - PERU, INC.

: **take pian1.dai** \leftarrow comando LINDO para cargar el problema
 : **go** \leftarrow comando LINDO para la resolución

OBJECTIVE FUNCTION VALUE

1) 3110.00000

VARIABLE	VALUE	REDUCED COST
EMETD	.000000	.900000
EMETE	.000000	1.100000
EIMPE	110.000000	.000000
ETSECAD	.000045	.000000
ETSECBD	.000000	.000000
ETSECAE	.000000	2.000000
ETSECBE	.000000	2.000000
ECAPCD	.000000	.900000
ECONTD	.000000	1.000000
EPEQAD	.000000	1.000000
EPEQBD	.000000	1.000000
CFGIO	3000.000000	.000000
A1	200.000000	.000000
A2	400.000000	.000000
B1	475.000000	.000000
B2	200.000000	.000000
B3	225.000000	.000000
DELTA	.000000	.000000
A	599.999900	.000000
B	900.000100	.000000
TOP	1500.000000	.000000
EIMPD	.000000	1.000000
ECAPCE	.000000	.100000
EPEQAE	6000.000000	.000000
RESECA	6000.000000	.000000
EPEQBE	13250.000000	.000000
RESECB	13250.000000	.000000
COSCON	8000.000000	.000000
ECONTE	6250.000000	.000000
FREDU	1.000000	.000000

ROW	SLACK OR SURPLUS	DUAL PRICES
2)	200.000000	.000000
3)	400.000000	.000000
4)	475.000000	.000000
5)	.000000	.000000
6)	225.000000	.000000
7)	.000000	.200000
8)	300.000000	.000000
9)	325.000000	.000000
10)	800.000000	.000000

11)	475.000000	.000000
12)	.000000	-.100000
13)	.000000	-.100000
14)	.000000	.900000
15)	.000000	-.100000
16)	.000000	1.000000
17)	.000000	-1.000000
18)	.000000	-1.000000
19)	.000000	-.100000
20)	.000000	.000000
21)	.000000	.000000
22)	.000000	.000000
23)	.000000	.000000
24)	.000000	.000000
25)	.000000	.000000
26)	.000000	-1.000000
27)	.000000	-3000.000000
28)	.000000	.200000

NO. ITERATIONS= 23

DO RANGE (SENSITIVITY) ANALYSIS?

? ■

Aquí termina la ejecución del comando "go". La opción de análisis de sensibilidad se puede ejecutar posteriormente mediante el comando "range".

Luego de 23 iteraciones LINDO obtiene la solución al problema. En este caso es factible y óptima. Se muestran en la primera parte los valores óptimos de las variables, y su costo reducido. Asimismo la segunda parte muestra las holguras de cada restricción y el precio dual.

HOLGURA (slack): diferencia entre el valor óptimo y el límite máximo o restricción superior.

COSTO REDUCIDO: es la tasa de deterioro de la función objetivo si una variable actualmente en cero es forzada a incrementarse en un cantidad pequeña.

PRECIO DUAL: es la tasa de mejora de la función objetivo si la constante de la restricción o el parámetro del lado derecho de la restricción es incrementado en un monto pequeño. Un precio dual positivo implica una mejora si se incrementa el RHS en cuestión, mientras que un valor negativo implica un deterioro al incrementar el RHS. Un

valor CERO significa que una variación ligera en el RHS no tendrá mayor efecto sobre la función objetivo. [SCH83]

La solución a nuestro ejemplo es la siguiente:

SOLUCION	A1	A2	Secc A	B1	B2	B3	Secc B	Mina XYZ
Toneladas	200	400	600	475	200	225	900	1500

El valor de la función objetivo proviene de la suma de CFGIO + EIMPE. Descartamos el análisis de CFGIO pues esta variable de trabajo absorbe el costo fijo por GIO's que es dato (US\$ 3000).

El valor del escape EIMPE = 110 indica un exceso del contaminante equivalente a $110/1500 = 0.07\%$ sobre la ley máxima permitida de 0.5%, es decir una ley total de 0.57% de contaminante.

Las otras variables de escape de la función objetivo tienen valor cero. Este es un resultado deseable desde el punto de vista de la formulación del modelo. El valor óptimo esperado de la función objetivo es CERO.

Las demás variables de trabajo significan:

RESECA = EPEQAE (superávit, si $EPEQAE > 0$) contribución de la sección A = US\$ 6,000 sobre el punto de equilibrio para la sección A
 = EPEQAD (déficit, si $EPEQAD > 0$); ambos EPEQAE y EPEQAD son excluyentes, y en este caso $EPEQAD = 0$

RESECB = EPEQBE (superávit, cuando > 0), contribución de la sección B = US\$ 13,250

COSCON = costo total de concentración, US\$ 8,000

CONTRIBUCIÓN NETA = Contribución objetivo - ECONTD + ECONTB
 = 2,000 - 0 + 6,250
 = US\$ 8,250

Las variables de trabajo RESEC y COSCON absorben los resultados económicos de las secciones de mina y de la concentradora respectivamente. Haber considerado a Concentradora solo como Centro de Costos no significa que no genere contribución, pues ésta simplemente se ha trasladado al mineral de cabeza a través de la relación:

$$\text{Valor de Mineral} = \text{Valor de Concentrado} / \text{Tonelaje de Cabeza}$$

3.3.4. ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD

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

Debe tenerse presente que **los parámetros son estimaciones** de algunas cantidades cuyo valor exacto se conocerá sólo después de poner en práctica la solución, en particular los coeficientes b_i que representan la cantidad de recursos que se asignan a las actividades. Esta es la esencia del análisis de sensibilidad, cuyo objetivo es seleccionar una solución cuyo desempeño sea bueno para la **mayor parte** de los valores probables de los parámetros.

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

LINDO permite efectuar el análisis de sensibilidad para obtener los rangos de los coeficientes de las variables básicas y del lado derecho de las restricciones para los cuales la solución básica no variará, mediante la ejecución del comando "range" de LINDO, luego de obtener la solución óptima ejecutando "go".

: range

RANGES IN WHICH THE BASIS IS UNCHANGED:

VARIABLE	OBJ COEFFICIENT RANGES		
	CURRENT COEF	ALLOWABLE INCREASE	ALLOWABLE DECREASE
EMETD	1.000000	INFINITY	.900000
EMETE	1.000000	INFINITY	1.100000
EIMPE	1.000000	8.999999	1.000000
ETSECAD	1.000000	.000000	2.000000
ETSECBD	1.000000	INFINITY	.000000
ETSECAE	1.000000	INFINITY	2.000000
ETSECBE	1.000000	INFINITY	2.000000
ECAPCD	1.000000	INFINITY	.900000
ECONTD	1.000000	INFINITY	1.000000
EPEQAD	1.000000	INFINITY	1.000000
EPEQBD	1.000000	INFINITY	1.000000
CFGIO	1.000000	INFINITY	1.000000
A1	.000000	.200000	INFINITY
A2	.000000	2.000000	.000000
B1	.000000	.000000	.222222
B2	.000000	INFINITY	.000000
B3	.000000	.000000	.666667
DELTA	.000000	INFINITY	INFINITY
A	.000000	2.000000	.000000
B	.000000	.000000	.166667
TOP	.000000	.900000	.100000
EIMPD	.000000	INFINITY	1.000000
ECAPCE	.000000	INFINITY	.100000
EPEQAE	.000000	.040000	.000000
RESECA	.000000	.040000	.000000
EPEQBE	.000000	.000000	.009524
RESECB	.000000	.000000	.009524
COSCON	.000000	.180000	.020000
LCONTE	.000000	.000000	.010526
FREDU	.000000	INFINITY	3000.000000

ROW	RIGHTHAND SIDE RANGES		
	CURRENT RHS	ALLOWABLE INCREASE	ALLOWABLE DECREASE
2	.000000	200.000000	INFINITY
3	.000000	400.000000	INFINITY
4	.000000	475.000000	INFINITY
5	200.000000	450.000000	200.000000
6	.000000	225.000000	INFINITY

7	200.000000	400.000000	200.000000
8	700.000000	INFINITY	300.000000
9	800.000000	INFINITY	325.000000
10	1000.000000	INFINITY	800.000000
11	700.000000	INFINITY	475.000000
12	.000000	180.000000	277.777800
13	.000000	162.500000	208.333300
14	.000000	.000045	357.142900
15	.000000	1900.000000	900.000100
16	.000000	110.000000	INFINITY
17	.000000	INFINITY	.000045
18	.000000	400.000000	.000045
19	1500.000000	722.222100	657.894800
20	1000.000000	6000.000000	INFINITY
21	.000000	6000.000000	INFINITY
22	1500.000000	6250.000000	INFINITY
23	.000000	6250.000000	INFINITY
24	-500.000000	8000.000000	6250.000000
25	2000.000000	6250.000000	INFINITY
26	.000000	6250.000000	3000.000000
27	1.000000	2.083333	1.000000
28	.000000	400.000000	.000000

Un enfoque común del análisis de sensibilidad es variar de manera continua varios parámetros sobre un intervalo para ver cuándo cambia la solución óptima, mediante la introducción de parámetros adicionales que tomen en cuenta la variación de los parámetros originales. Así la **programación paramétrica** es la aplicación sistemática del análisis de sensibilidad. [HIL91]

El software SuperLINDO brinda la facilidad de efectuar **análisis paramétrico** variando los coeficientes b_j del lado derecho de las restricciones (righthand side o RHS).

Regresemos a las ecuaciones donde hemos incluido las variables de trabajo **delta** y **fredu** :

: look 7 11

7)	A1 - DELTA <=	200
8)	A2 - DELTA <=	700
9)	B1 - DELTA <=	800
10)	B2 - DELTA <=	1000
11)	B3 - DELTA <=	700

: look 27 28

```
27) FREDU >= 1
28) DELTA = 0
```

END

a) Variación en la restricción de tonelaje máximo: (DELTA)

En primer lugar efectuaremos el análisis paramétrico variando **delta** para superar la restricción de tonelaje máximo a extraer por labor. Para ello hacemos variar el RHS desde 0 hacia valores mayores (por ejemplo 1000 TM). Nótese que no variamos el RHS para **fredu**.

Efectuamos el primer análisis paramétrico variando el RHS para **delta** desde 0 hasta 100 toneladas. La sintaxis del comando "**pararhs**" requiere indicar la fila de la ecuación y el valor límite del análisis paramétrico. Se debe ejecutar el comando "**go**" antes de "**pararhs**" a fin de partir de la **solución básica**.

: go

: pararhs 28 100

VAR OUT	VAR IN	PIVOT ROW	RHS VAL	DUAL PRICE BEFORE PIVOT	OBJ VAL
			.000000	.200000	3110.00
			100.000	.200000	-3090.00

Obtenemos los nuevos valores correspondientes mediante el comando "**solution**":

: solution

WARNING, SOLUTION MAY BE NONOPTIMAL/NONFEASIBLE

OBJECTIVE FUNCTION VALUE

1) 3090.00000

VARIABLE	VALUE	REDUCED COST
EMETD	.000000	.900000
EMETE	.000000	1.100000
EIMPE	90.000000	.000000
ETSECAD	.000045	.000000
ETSECBD	.000000	.000000
ETSECAE	.000000	2.000000

ETSECBE	.000000	2.000000
ECAPCD	.000000	.900000
ECONTD	.000000	1.000000
EPEQAD	.000000	1.000000
EPEQBD	.000000	1.000000
CFGIO	3000.000000	.000000
A1	300.000000	.000000
A2	300.000000	.000000
B1	425.000000	.000000
B2	200.000000	.000000
B3	275.000000	.000000
DELTA	100.000000	.000000
A	599.999900	.000000
B	900.000100	.000000
TOP	1500.000000	.000000
EIMPD	.000000	1.000000
ECAPCE	.000000	.100000
EPEQAE	6500.000000	.000000
RESECA	6500.000000	.000000
EPEQBE	12750.000000	.000000
RESECB	12750.000000	.000000
COSCON	8000.000000	.000000
ECONTE	6250.000000	.000000
FREDU	1.000000	.000000

....(líneas de DUAL PRICES omitidas)

NO. ITERATIONS= 0

Como puede verse no se requiere efectuar mas iteraciones de optimización pues el análisis paramétrico parte de la solución óptima básica ó inicial.

Examinando la primera parte de estos resultados notamos que esta solución reduce el exceso de contenido de contaminante EIMPE de 110 a 90, dando una ley final de 0.56 %. Para ello se requiere extraer 300 TM del tajeo A1 en vez del tope 200 TM. Asimismo se reduce la producción del tajeo A2 de 400 a 300 TM. El tajeo A1 tiene mineral mas pobre pero mas limpio, y a un costo menor de producción. También notamos que hay un trueque de contribución de la sección B a la sección A en US\$ 500.

En la siguiente corrida de análisis paramétrico variaremos el correspondiente RHS de 0 hasta 200 TM.

: go

: pararhs 28 200

VAR OUT	VAR IN	PIVOT ROW	RHS VAL	DUAL PRICE BEFORE PIVOT	OBJ VAL
			.000000	.200000	3110.00
			200.000	.200000	-3070.00

: solution

WARNING, SOLUTION MAY BE NONOPTIMAL/NONFEASIBLE

OBJECTIVE FUNCTION VALUE

1) 3070.00000

VARIABLE	VALUE	REDUCED COST
EMETD	.000000	.900000
EMETE	.000000	1.100000
EIMPE	69.999990	.000000
ETSECAD	.000045	.000000
ETSECBD	.000000	.000000
ETSECAE	.000000	2.000000
ETSECBE	.000000	2.000000
ECAPCD	.000000	.900000
ECONTD	.000000	1.000000
EPEQAD	.000000	1.000000
EPEQBD	.000000	1.000000
CFGIO	3000.000000	.000000
A1	400.000000	.000000
A2	200.000000	.000000
B1	375.000000	.000000
B2	200.000000	.000000
B3	325.000000	.000000
DELTA	200.000000	.000000
A	599.999900	.000000
B	900.000100	.000000
TOP	1500.000000	.000000
EIMPD	.000000	1.000000
ECAPCE	.000000	.100000
EPEQAE	7000.000000	.000000
RESECA	7000.000000	.000000
EPEQBE	12250.000000	.000000
RESECB	12250.000000	.000000
COSCON	8000.000000	.000000
ECONTE	6250.000000	.000000
FREDU	1.000000	.000000

El exceso de contenido de contaminante EIMPE ha disminuido hasta 70, dando una ley final de 0.547% , debiéndose extraer 400 TM del tajeo A1 y sólo 200 TM del tajeo A2. El trueque de contribución de la sección B a la sección A ha continuado, siendo ahora de US\$ 1,000. Para la siguiente corrida de análisis paramétrico variaremos el parámetro DELTA de 0 hasta 1000 TM. Por supuesto, es posible que esta sea una alternativa inviable, pero nos servirá para examinar la potencia del análisis paramétrico.

: go

: pararhs 28 1000

VAR OUT	VAR IN	PIVOT ROW	RHS VAL	DUAL PRICE BEFORE PIVOT	OBJ VAL
			.000000	.200000	3110.00
SLK 3	ETSECBD	3	400.000	.200000	3030.00
ETSECAD	SLK 7	17	400.000	.200000	3030.00
			1000.00	.149012E-07	-3030.00

Aquí se nota claramente una característica del análisis paramétrico mediante el software LINDO, el cual muestra automáticamente los cambios en el valor de la función objetivo respecto al parámetro DELTA. Si plotamos el valor de la función objetivo versus el parámetro DELTA tendremos una curva con cambios de pendiente. El comando "pararhs" muestra tales cambios de pendiente.

Notemos que el precio dual es casi CERO cuando DELTA = 1000, lo cual significa que en adelante no habrá mayor variación en el valor de la función objetivo. Un valor de DELTA = 400 sería suficiente para los fines del presente ejemplo.

: solution

WARNING, SOLUTION MAY BE NONOPTIMAL/NONFEASIBLE

OBJECTIVE FUNCTION VALUE		
1)	3030.00000	
VARIABLE	VALUE	REDUCED COST
EMETD	.000000	.900000
EMETE	.000000	1.100000
EIMPE	29.999980	.000000
ETSECAD	.000000	.200000
ETSECBD	.000045	.000000
ETSECAE	.000000	1.800000

ETSECBE	.000000	2.000000
ECAPCD	.000000	.980000
ECONTD	.000000	1.000000
EPEQAD	.000000	1.000000
EPEQBD	.000000	1.000000
CFGIO	3000.000000	.000000
A1	600.000100	.000000
A2	.000000	.000000
B1	275.000000	.000000
B2	200.000000	.000000
B3	425.000000	.000000
DELTA	1000.000000	.000000
A	600.000000	.000000
B	900.000000	.000000
TOP	1500.000000	.000000
EIMPD	.000000	1.000000
ECAPCE	.000000	.020000
EPEQAE	8000.000000	.000000
RESECA	8000.000000	.000000
EPEQBE	11250.000000	.000000
RESECB	11250.000000	.000000
COSCON	8000.000000	.000000
ECONTE	6250.000000	.000000
FREDU	1.000000	.000000

El exceso de contenido de contaminante no puede disminuir a menos de 30 (0.02% de ley). El óptimo realizable es una ley de contaminante de 0.52% , teniéndose en cuenta que se logran todas las demás metas planteadas. Para ello se deberá extraer 600 TM del tajeo A1 y nada del tajeo A2. Persiste el trueque de contribución de la sección B a la sección A, siendo ahora de US\$ 2,000.

OBSERVACIÓN: Si la ejecución del comando "pararhs" termina con un valor **"infeasible"** para la función objetivo, entonces no es conveniente usar los resultados para las variables básicas que resulten luego de ejecutar "solution", por estar fuera del rango del problema. Será necesario analizar los quiebres en el reporte de "pararhs" para escoger un valor de DELTA justo antes de la condición de infactibilidad. [SCH83]

b) Variación en los costos indirectos de operación GIO's: (FREDU)

En segundo lugar efectuaremos el análisis paramétrico variando **fredu** para reducir el impacto de los GIO's sobre la operación. Para ello hacemos variar el RHS respectivo desde 1 hasta 0.8. Nótese que no variamos el RHS para **delta** .

: look 27 28

27) FREDU >= 1
28) DELTA = 0

END

: go

: parans 27 0.8

VAR OUT	VAR IN	PIVOT ROW	RHS VAL	DUAL PRICE BEFORE PIVOT	OBJ VAL
			1.00000	-3000.00	3110.00
			.800000	-3000.00	-2510.00

: solution

WARNING, SOLUTION MAY BE NONOPTIMAL/NONFEASIBLE

OBJECTIVE FUNCTION VALUE

1) 2510.00000

VARIABLE	VALUE	REDUCED COST
EMETD	.000000	.900000
EMETE	.000000	1.100000
EIMPE	110.000000	.000000
ETSECAD	.000045	.000000
ETSECBD	.000000	.000000
ETSECAE	.000000	2.000000
ETSECBE	.000000	2.000000
ECAPCD	.000000	.900000
ECONTD	.000000	1.000000
EPEQAD	.000000	1.000000
EPEQBD	.000000	1.000000
CFGIO	2400.000000	.000000
A1	200.000000	.000000
A2	400.000000	.000000
B1	475.000000	.000000
B2	200.000000	.000000
B3	225.000000	.000000
DELTA	.000000	.000000
A	599.999900	.000000
B	900.000100	.000000
TOP	1500.000000	.000000
EIMPD	.000000	1.000000
ECAPCE	.000000	.100000
EPEQAE	6000.000000	.000000

RESECA	6000.000000	.000000
EPEQBE	13250.000000	.000000
RESECB	13250.000000	.000000
COSCON	8000.000000	.000000
ECONTE	6850.000000	.000000
FREDU	.800000	.000000

No ha variado el exceso de contenido metálico del contaminante EIMPE. En cambio CFGIO ha disminuido de US\$ 3000 a US\$ 2400, es decir forzamos una reducción hipotética de los GIO en un 20%. No hay impacto sobre los tonelajes a extraer por tajeo. Como es evidente solo hay un trueque de US\$ 600 de los GIO's a la contribución total del campamento ECONTE.

Para la siguiente corrida de análisis paramétrico variaremos el parámetro FREDU de 1 hasta 4, es decir un incremento hipotético de los GIO's de US\$ 3000 (dato) a US\$ 12000 por tener que efectuar ciertos pagos imprevistos por servicios de terceros, por ejemplo. Esta alternativa puede ser inviable, pero servirá para examinar el impacto sobre el tonelaje de producción por tajeo.

: go

: parans 27 4

VAR OUT	VAR IN	PIVOT ROW	RHS VAL	DUAL PRICE BEFORE PIVOT	OBJ VAL
			1.00000	-3000.00	3110.00
ECONTE	ECAPCE	25	3.08333	-3000.00	9360.00
			4.00000	-3031.58	-12138.9

Notamos que la variable de escape entrante ECAPCE ha desplazado a la variable ECONTE, es decir no hay superávit y se requerirá incrementar (ECAPCE) la capacidad de planta y la producción de la mina para balancear el resultado económico final.

: solution

WARNING, SOLUTION MAY BE NONOPTIMAL/NONFEASIBLE

OBJECTIVE FUNCTION VALUE

1) 12138.9500

VARIABLE	VALUE	REDUCED COST
EMETD	.000000	.873684
EMETE	.000000	1.126316

EIMPE	138.947400	.000000
ETSECAD	.000053	.000000
ETSECB	.000000	.078947
ETSECAE	.000000	2.000000
ETSECBE	.000000	1.921053
ECAPCD	.000000	1.000000
ECONTD	.000000	.989474
EPEQAD	.000000	.978947
EPEQBD	.000000	.978947
CFGIO	12000.000000	.000000
A1	200.000000	.000000
A2	515.789400	.000000
B1	605.263200	.000000
B2	200.000000	.000000
B3	268.421100	.000000
DELTA	.000000	.000000
A	715.789400	.000000
B	1073.684000	.000000
TOP	1789.474000	.000000
EIMPD	.000000	1.000000
ECAPCE	289.473600	.000000
EPEQAE	7157.894000	.000000
RESECA	7157.894000	.000000
EPEQBE	16289.470000	.000000
RESECB	16289.470000	.000000
JOSCON	9447.368000	.000000
ECONTE	.000000	.010526
FREDU	4.000000	.000000

Para contrarrestar el impacto de GIO's tan altos y alcanzar apenas el punto de equilibrio se requerirá incrementar la capacidad de planta en ECAPCE= 289.5 TM y la producción deberá incrementarse en la sección A de 600 a 715.8 TM y en la sección B de 900 a 1073.7 TM. Nótese que las demás metas se logran aproximadamente como en el caso original. Por ejemplo la ley total del contaminante llegaría a 0.58%.

En resumen, el análisis paramétrico nos permite evaluar diferentes condiciones partiendo de una solución original, sin necesidad de cambiar los datos iniciales ni efectuar corridas adicionales del modelo. Además, el impacto sobre el tiempo requerido para el procesamiento del modelo es significativo cuando se trata de todos los tajeos, metales y elementos de una mina en operación.

3.4. VERIFICACIÓN DEL MODELO

La verificación del modelo se hace mediante la aplicación de la siguiente metodología al caso ejemplo de la hipotética Mina XYZ, que consiste en la calibración del modelo desarrollado a las condiciones del planeamiento de minado en cualquier operación minera en particular. El enfoque utilizado es una **propuesta propia del autor** como un aporte al proceso de aplicación de la investigación de operaciones a la industria minera.

3.4.1. CALIBRACIÓN DEL MODELO

El modelo planteado en la presente Tesis pertenece a la categoría de "**programación por objetivos con priorización de metas**". Las restricciones de metas contienen variables de escape, tanto por exceso y por defecto. La función objetivo está compuesta por aquellas variables de escape, sean por exceso ó por defecto, que se desea minimizar.

El valor total de cada variable de escape es el producto de su magnitud dimensional por su coeficiente de priorización. Las magnitudes de tales escapes pueden ser:

- TM x Ley para los contenidos metálicos EMET_d, EMET_e, EIMPe
- TM para los tonelajes ETSEC_d, ETSEC_e, ECAPCd
- US\$ para los resultados económicos ECONT_d, EPEQ_d

El algoritmo de optimización minimiza primeramente el escape cuyo valor total sea el máximo, tratando de hacerlo CERO. Luego continuará con el siguiente valor más alto y así sucesivamente. Por tanto, **la esencia de la priorización de las metas** consiste en **asignar un coeficiente de priorización** adecuado a cada escape para lograr el efecto deseado, según el orden requerido para el cumplimiento de las metas.

$P_{M1...Mn}$ = coeficiente de prioridad de optimización de cada meta $M1...Mn$.

Para el efecto se ha diseñado el siguiente procedimiento para determinar los coeficientes de priorización:

- 1) Estandarización de magnitudes
- 2) Determinación de prioridades
- 3) Cálculo de coeficientes

Este procedimiento constituye la **calibración del modelo a las condiciones reales y dinámicas** de la operación minera. Debe tenerse presente que de no efectuarse la calibración, las variables básicas serán afectadas por la magnitud de algunos parámetros, y de ese modo la solución sufre una distorsión. La calibración permite que todas las variables se equiparen mutuamente.

La aplicación de estos coeficientes es necesaria para que todas las metas compitan por igual durante el proceso de optimización. No incluirlas daría como resultado una distorsión de los resultados esperados. Esto se evidencia al obtener valores de "costo reducido" que no se pueden explicar. Normalmente se deben lograr los mismos valores de los coeficientes de priorización en la columna REDUCED COST.

3.4.2. ESTANDARIZACIÓN DE MAGNITUDES

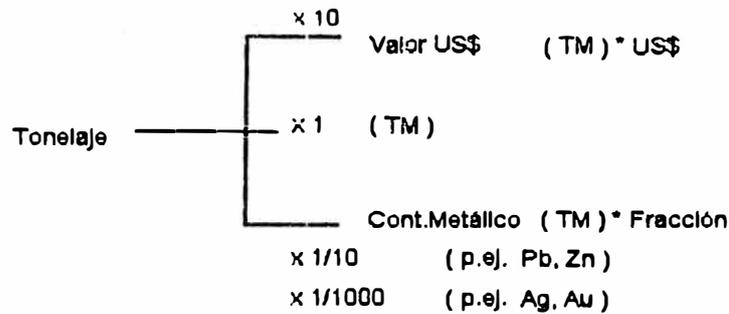
Todos los escapes son valores acumulados al nivel de sección (ETSEC, EPEQ) y a nivel de mina (ECAPC, EMET, EIMP, ECONT). Las magnitudes de contenido metálico (EMET, EIMP) se ven afectadas por los ensayos, que en general son fracciones en peso de los tonelaje (ECAPC, ETSEC).

Dimensionalmente las magnitudes de contenido metálico (EMET, EIMP) son menores que los de tonelaje (ETSEC, ECAPC) a razón de 1/100 promedio, pudiendo ser 1/10 en caso de Pb-Zn y 1/1000 en el caso de Ag-Au. Por ejemplo, en 1000 TM de mineral con leyes de 10% Pb y 1000 gr/TM de Ag tenemos contenidos metálicos de 100 TM Pb y 1 TM Ag.

Los escapes de valores económicos (EPEQ, ECONT) se expresan en US\$ y resultan de multiplicar el tonelaje por el valor del mineral ó por el costo variable unitario, ambos en US\$/TM. La magnitud de los escapes en dinero es considerablemente mayor que los tonelajes, en razón de 10 a 1 por lo menos.

a) Estándares Típicos:

Resumiendo, la relación entre los valores de los escapes sería, en general:



Tomando el contenido metálico como base para la estandarización de las variables de escape, obtendremos estos valores típicos de los coeficientes de estandarización (Z):

	<u>Z.</u>
Cont. Metálico (Au, Ag)	1
(Cu)	10
(Pb, Zn)	100
Tonelaje	1,000
Valor US\$	10,000

Los coeficientes expresan equivalencia en las fluctuaciones de las variables en el modelo. Por ejemplo la violación del balance del contenido de plata en 1 TM es equivalente a 10,000 US\$ de violación del punto de equilibrio para una sección de la mina.

b) Cálculo de Estándares Propios:

Para las condiciones de una operación minera en particular es necesario obtener éstos coeficientes mediante análisis estadístico de las siguientes variables dentro de un período que sea representativo de la operación minera, teniendo en cuenta las fluctuaciones de los contenidos metálicos y tonelajes de alimentación diaria a concentradora, y la variación de la contribución mensual por sección y campamento.

Debe tenerse presente que en la función objetivo se consideran contenidos metálicos y no leyes, y también que los escapes en US\$ tienen un valor intrínseco que considera (TM) * (US\$/TM). Por tanto, para la determinación de valores estadísticos se deben considerar:

- contenidos metálicos, en TM
- tonelajes por sección y mina, en TM
- contribuciones a costo fijo por sección y total mina, en US\$

costos fijos por sección mina, concentradora y GIO's, en US\$

Es necesario efectuar un previo **análisis de consistencia** de los datos, a fin de eliminar aquellos valores altos y bajos erráticos. Para el efecto estimamos la media y varianzas muestrales según las conocidas fórmulas:

$$\text{Media } X_m = 1/n \sum_{i=1}^{i=n} X_i$$

$$\text{Varianza } S^2 = 1/(n-1) \left[\sum_{i=1}^{i=n} (X_i - X_m)^2 \right]$$

Se deben considerar todos los contenidos metálicos en toneladas métricas, pues de otro modo la plata y el oro resultarían con varianzas muy altas.

Las desviaciones estándar S nos indican el grado de fluctuación de las variables tanto en contenidos metálicos, tonelaje y contribución económica, respecto a los objetivos. Estas desviaciones son las que se desean minimizar, especialmente aquellas correspondientes a los contenidos metálicos de los metales económicos y contaminantes.

Finalmente los **coeficientes de estandarización** resultan de dividir cada desviación estándar por la menor de todas (p.ej. la de plata).

$$Z_j = S_j / S_{\min} \quad , \quad j = 1, n \text{ escapes de la función objetivo}$$

El número total de coeficientes de estandarización es igual al número de escapes de la función objetivo, que para el presente modelo es de $(2M+K+3S+2)$ para M metales, K contaminantes y S secciones. Los escapes y sus coeficientes se deben agrupar por metas.

Este procedimiento debe efectuarse periódicamente (p.ej. cada trimestre) ó cuando haya ocurrido una variación importante en la operación minera.

Las corridas de solución del modelo con estos coeficientes de estandarización se pueden denominar "**corridas a condiciones normales**" donde todas las metas compiten por igual sin prioridad alguna.

3.4.3. DETERMINACIÓN DE PRIORIDADES

La inclusión de prioridades en la función objetivo implica romper deliberadamente el "equilibrio" o "corrida a condiciones normales" a fin de dar preferencia a la optimización de unas metas del modelo en detrimento de otras.

Esto se logra afectando los coeficientes Z_j por un ponderador que indique la secuencia o **prioridad de optimización P_j** . Una meta de **menor** prioridad puede soportar una violación de **mayor** magnitud que aquella de **mayor** prioridad. En esencia el valor de la violación o escape de mayor prioridad debiera ser CERO. Como puede notarse la relación debe ser **inversamente proporcional**.

$$\text{Coef.Priorización} = (\text{Coef.Estandarización} / \text{Prioridad})$$

$$Q_j = Z_j / P_k \quad , \quad \begin{array}{l} j = 1, n \text{ escapes de la función objetivo} \\ k = 1, m \text{ metas de la función objetivo} \end{array}$$

donde:

Z_j = coeficientes de estandarización correspondiente a cada escape $j = 1, n$ de la función objetivo.

P_k = prioridad de optimización, para cada meta $k = 1, m$ de la función objetivo.

Nótese que el número $j = 1, n$ escapes de la función objetivo es generalmente **mayor** que el número $k = 1, m$ metas de la función objetivo. Varios escapes de la función objetivo pueden ser afectados por **una misma prioridad de meta**. Un ejemplo notable es el de los contenidos metálicos EMETd, EMETe que son afectados por el mismo valor de prioridad de meta, tal como se establece en la función objetivo, a pesar que se trate de varios metales económicos.

Estas prioridades pueden variar según el orden de importancia relativa que les asigne el ente decisor. En cuanto a su valor se indican las prioridades mediante una progresión aritmética: 1,2,3,4... asignando **1** a la **máxima prioridad**.

Es posible asignar el mismo nivel de prioridad a dos o más metas agrupándolas. También se puede afectar éstas prioridades por un factor, p.ej. 10, a fin de acentuar las diferencias en progresión aritmética, y aún en progresión geométrica, p.ej. 1,10,100,1000...para privilegiar marcadamente algunas metas. El problema radica ahora en asignar sistemáticamente una secuencia jerárquica de prioridades P_k al conjunto de metas, considerando que el decisor sólo las puede comparar en parejas, es decir, la meta M_k con la M_m . Cualquier procedimiento a utilizarse estará ligado al criterio de la persona ó ente que tome las decisiones.

Existe una técnica llamada de "comparación por parejas" propuesta por el investigador T.W. Morris [PRA80] que consiste en comparar sucesivamente todos los pares posibles de metas, según la combinatoria correspondiente. En cada pareja se define cuál es la meta más importante. Luego se cuenta el número de veces que cada meta resulta mas importante que las demás. A la meta con el mayor número de veces se le asigna la prioridad más alta. En ese mismo orden se asignan prioridades a las demás.

El orden original en que se han planteado las metas en la función objetivo es la siguiente:

- M1) Balance de contenidos metálicos.
- M2) Límite de contenidos de contaminantes.
- M3) Aporte de producción por sección mina.
- M4) Utilización de la capacidad máxima de concentradora.
- M5) Satisfacción del punto de equilibrio por sección mina.
- M6) Máxima contribución neta de la unidad o campamento.
- M7) Priorización de extracción de los tajeos "pobres".
- M8) Reducción del costo fijo por GIOS's.

Efectuamos la comparación de las metas M1...M8, donde el signo ">" indica "más importante que". Como ejemplo, a criterio personal, tenemos:

M1 > M2	M2 > M3	M3 < M4	M4 < M5	M5 < M6	M6 > M7	M7 > M8
M1 > M3	M2 > M4	M3 < M5	M4 < M6	M5 > M7	M6 > M8	
M1 > M4	M2 > M5	M3 < M6	M4 < M7	M5 > M8		
M1 > M5	M2 < M6	M3 < M7	M4 > M8			
M1 < M6	M2 > M7	M3 > M8				
M1 > M7	M2 > M8					
M1 > M8						

Reordenando el cuadro para tener la relación ">" en todas las parejas de metas:

M1 > M2 M2 > M3 M4 > M3 M5 > M4 M6 > M5 M6 > M7 M7 > M8
 M1 > M3 M2 > M4 M5 > M3 M6 > M4 M5 > M7 M6 > M8
 M1 > M4 M2 > M5 M6 > M3 M7 > M4 M5 > M8
 M1 > M5 M6 > M2 M7 > M3 M4 > M8
 M6 > M1 M2 > M7 M3 > M8
 M1 > M7 M2 > M8
 M1 > M8

Contamos el número de veces que una meta tiene relación ">"

M1= 6 M2= 5 M3= 1 M4= 2 M5= 4 M6= 7 M7= 3 M8= 0

En conclusión, el orden normal de prioridades de las metas es el siguiente:

M6 , M1 , M2 , M5 , M7 , M4 , M3 , M8 .

Asignando las prioridades como una **progresión aritmética** tenemos:

META	DESCRIPCIÓN	PRIORIDAD (P _k)
M6	Máxima contribución neta del campamento	1
M1	Balance de contenidos metálicos	2
M2	Límite de contenidos de contaminantes	3
M5	Satisfacer punto de equilibrio x sección	4
M7	Priorizar extracción de tajeos "pobres"	5
M4	Utilizar capacidad total de concentradora	6
M3	Aporte de producción por cada sección	7
M8	Reducción del costo fijo por GIO's	8

Este orden simplemente confirma nuestro principal objetivo de maximizar la contribución en cada período de planeamiento. La meta de lograr ciertos niveles de extracción por sección dependiendo de la disponibilidad de recursos debe subordinarse completamente al objetivo económico.

Como veremos mediante el ejemplo de la Mina XYZ, en la práctica se deben **agrupar las metas** para asignar **no mas de tres prioridades** con factores claramente diferenciados con la finalidad de controlar la obtención de la solución. Asimismo, con la finalidad de acentuar el logro de cierto grupo de metas respecto a otras metas es recomendable aplicar una **progresión geométrica**: con factor de 10 (1, 10, 100, 1000,..) ó con factor de 100 (1, 100, 10000,...)

La siguiente podría ser una asignación típica de prioridades mediante una **progresión geométrica**:

META	DESCRIPCIÓN	Prioridad P_k	
		Orden	Geomét.
M6	Máxima contribución neta del campamento	1	1
M1	Balance de contenidos metálicos	1	1
M2	Límite de contenidos de contaminantes	2	100
M5	Satisfacer punto de equilibrio x sección	2	100
M7	Priorizar extracción de tajeos "pobres"	2	100
M4	Utilizar capacidad total de concentradora	3	10000
M3	Aporte de producción por cada sección	3	10000
M8	Reducción del costo fijo por GIO's	3	10000

En general la magnitud de los escapes no es mayor de 10000, por ello la escala de factores de priorización no debe sobrepasar este rango. Además el software SuperLINDO presenta limitaciones de escala cuando la diferencia entre los coeficientes mínimos y máximos supera el valor de 10^5 . Por ejemplo, las leyes pueden ser del orden de 0.2% para el cobre.

3.4.4. CALCULO DE COEFICIENTES DE PRIORIZACIÓN

Luego de establecer los coeficientes de priorización para cada escape $j = 1, n$ de la función objetivo, según la relación:

$$Q_j = Z_j / P_k$$

es necesario estandarizar otra vez los coeficientes respecto al nuevo coeficiente mínimo, para facilitar el análisis de resultados óptimos.

$$QQ_j = Q_j / Q_{\text{mín}}.$$

3.4.5. EJEMPLO DE PRIORIZACIÓN - MINA XYZ

Para este ejemplo hemos adaptado algunos resultados del procedimiento de calibración de una versión preliminar del modelo de mezclas de Mina Casapalca [ORO89]. En esa oportunidad se extrajeron datos del "Reporte Diario de Planta Concentradora" correspondiente al período Enero-Abril 1989. Considerando que el objetivo final del Modelo de Blending es optimizar la alimentación de mineral a Concentradora, se tomó esta fuente de información. Durante el análisis de consistencia de información de 116 días, se eliminaron 10 días con valores no representativos, por tonelaje muy bajo ó por haber trabajado la Concentradora durante una sola guardia. Así, se consideraron solo 106 días válidos.

Cálculo de Coeficientes de Estandarización:

Para el caso de la hipotética Mina XYZ tenemos el siguiente cuadro estadístico. La contribución a costo fijo sólo considera costos variables.

OPERACIÓN DIARIA MINA XYZ - PROMEDIOS Y FLUCTUACIONES

VARIABLE	Media	Desv.Std	Mínimo	Máximo
Ton.Mina (TM)	1560	110	1210	1820
Ton.Sec.A (TM)	645	85	530	740
Ton.Sec.B (TM)	980	100	820	1140
Metal (TM)	55	6.0	45	65
Impureza (TM)	4.0	0.4	3.0	4.5
Contrib.a C.Fijo				
Mina (US\$)	8500	900	6800	10300
Sec.A (US\$)	7000	650	5200	9500
Sec.B (US\$)	12000	1100	9900	15100
C.Fijo x GIO (\$)	3200	280	2500	4050

Siendo **0.40** la desviación estándar mínima tenemos los siguientes coeficientes de estandarización:

VARIABLE	$Z_j = S_j / S_{\min}$	Z_j
Ton.Mina (TM)	110 / 0.40	275
Ton.Sec.A (TM)	85 / 0.40	213
Ton.Sec.B (TM)	100 / 0.40	250
Metal (TM)	6.0 / 0.40	15
Impureza (TM)	0.40 / 0.40	1
Contrib. a C.Fijo		
Mina (US\$)	900 / 0.40	2250
Sec.A (US\$)	650 / 0.40	1625
Sec.B (US\$)	1100 / 0.40	2750
C.Fijo GIO (\$)	280 / 0.40	700

A fin de aplicar los coeficientes de estandarización, revisemos la función objetivo original del modelo para la Mina XYZ :

$$\text{MIN} \quad \text{EMETd} + \text{EMETe} + \text{EIMPe} + \text{ETSECA d} + \text{ETSECB d} + \text{ETSECA e} \\ + \text{ETSECB e} + \text{ECAPC d} + \text{ECON Td} + \text{EPEQAd} + \text{EPEQB d} + \text{CFGIO}$$

Debemos agrupar estos escapes por orden de metas. Para controlar el exceso innecesario de contenido metálico en la meta M7, se requiere agregar un término con EMETe. Nótese que se ha enunciado cada meta dando énfasis en el aspecto que se desea minimizar.

MINimizar:

M6) déficit en contrib. total campan. (US\$) :	2250 (ECON Td) +
M1) desbalance en cont. metálico (TM*ley) :	15 (EMETd + EMETe) +
M2) exceso de impureza (TM*ley) :	1 (EIMPe) +
M5) déficit en punto equilibrio p' Sección, (\$) :	1625 (EPEQAd) +
	2750 (EPEQB d) +
M7) exceso innecesario cont.met. (TM*ley) :	15 (EMETe) +
M4) déficit de produc. a capac. planta (TM) :	275 (ECAPC d) +
M3) desbalance en aporte por Sección (TM) :	213 (ETSECA d + ETSECA e) +
	250 (ETSECB d + ETSECB e) +
M8) GIO's campamento. (US\$) :	700 (CFGIO)

Así tendríamos la expresión de la función objetivo, afectando los escapes por los coeficientes de estandarización (Z_j)

```
!FILE: PLAN2.DAT
!FUNCION OBJETIVO - Con Coeficientes de Estandarización

MIN 2250 ECONTd + 15 EMETd + 15 EMETe + 1 EIMPe
+ 1625 EPEQAd + 2750 EPEQBd + 15 EMETe
+ 275 ECAPCd + 213 ETSECAAd + 213 ETSECAe
+ 250 ETSECBd + 250 ETSECB e + 700 CFGIO
```

Una corrida del modelo mediante el software SuperLINDO nos da resultados similares a los obtenidos con el modelo inicial sin coeficientes.

Cálculo de Coeficientes de Priorización:

En la sección anterior 3.4.3 se determinó la secuencia de priorización de metas. Expresando el orden de prioridades mediante la progresión geométrica planteada, tendremos el cuadro siguiente:

META	Z_j	P_k	$Q_j = Z_j / P_k$
M6	2250	1	2250
M3	15	1	15
M2	1	100	0.01
M5	1625	100	16.25
M5	2750	100	27.50
M7	15	100	0.15
M4	275	10000	0.0275
M3	213	10000	0.0213
M3	250	10000	0.0250
M8	700	10000	0.0700

Siendo **0.01** el coeficiente de priorización mínimo estandarizamos los demás coeficientes. Comparando estos nuevos Q_j con los coeficientes originales Z_j se evidencia el cambio en importancia de cada meta.

META	$QQ_j = Q_j / Q_{máx}$	QQ_j	Z_j
M6	2250 / 0.01	225000	2250
M1	15 / 0.01	1500	15
M2	0.01 / 0.01	1	1
M5	16.25 / 0.01	1625	1625
M5	27.50 / 0.01	2750	2750
M7	0.15 / 0.01	15	15
M4	0.0275 / 0.01	2.75	275
M3	0.0213 / 0.01	2.13	213
M3	0.0250 / 0.01	2.50	250
M8	0.0700 / 0.01	7.00	700

Efectuamos una corrida con el software SuperLINDO.

: take plan4.dat

WARNING: PROBLEM IS POORLY SCALED. THE UNIT OF THE ROWS AND VARIABLES SHOULD BE CHANGED SO THE COEFFICIENTS COVER A MUCH SMALLER RANGE.

Esta advertencia que sale al terminar de cargarse el modelo en memoria indica que se ha sobrepasado el límite del paquete que es de 10^5 para las diferencias entre los coeficientes mínimo y máximo de toda la matriz del modelo. A partir de este punto los resultados podrían resultar sesgados.

: look 1

```
MIN    225000 ECONTD + 1500 EMETD + 1515 EMETE + EIMPE +
      + 1625 EPEQAD + 2750 EPEQBD + 2.75 ECAPCD +
      + 2.13 ETSECAD + 2.13 ETSECAE + 2.5 ETSECBD +
      + 2.5 ETSECBE + 7 CFGIO
```

Nótese que SuperLINDO reduce automáticamente los términos semejantes de esta expresión algebraica.

: go

```
LP OPTIMUM FOUND AT STEP    19
      OBJECTIVE FUNCTION VALUE
```

1) 21110.0000

VARIABLE	VALUE	REDUCED COST
ECONTD	.000000	225000.000000
EMETD	.000000	1499.900000
EMETE	.000000	1515.100000
EIMPE	110.000000	.000000
EPEQAD	.000000	1625.000000
EPFQBD	.000000	2750.000000
ECAPCD	.000000	2.650000
ETSECAD	.000045	.000000
ETSECAE	.000000	4.260000
ETSECBD	.000000	.370000
ETSECBE	.000000	4.630000
CFGIO	3000.000000	.000000
A1	200.000000	.000000
A2	400.000000	.000000
B1	475.000000	.000000
B2	200.000000	.000000
B3	225.000000	.000000
DELTA	.000000	.000000
A	599.999900	.000000
B	900.000100	.000000
TOP	1500.000000	.000000
EIMPD	.000000	1.000000
ECAPCE	.000000	.100000
EPEQAE	6000.000000	.000000
RESECA	6000.000000	.000000
EPEQBE	13250.000000	.000000
RESECB	13250.000000	.000000
COSCON	8000.000000	.000000
ECONTE	6250.000000	.000000
FREDU	1.000000	.000000

La ejecución de este comando nos da la misma solución original para nuestro ejemplo. Nótese que la columna "REDUCED COST" muestra los coeficientes que estamos aplicando. Luego efectuamos el análisis paramétrico por tonelaje extra, en este caso 1000 TM.

: para 28 1000

VAR	VAR	PIVOT	RHS	DUAL PRICE	OBJ
OUT	IN	ROW	VAL	BEFORE PIVOT	VAL
			.000000	.200000	21110.0
SLK	3 SLK	7 3	400.000	.200000	21030.0
			1000.00	.149012E-07	-21030.0

: solution

WARNING, SOLUTION MAY BE NONOPTIMAL/NONFEASIBLE

OBJECTIVE FUNCTION VALUE

1) 2100030.00

VARIABLE	VALUE	REDUCED COST
ECONTD	.000000	2250.000000
EMETD	.000000	149.900000
EMETE	.000000	150150.100000
EIMPE	29.999990	.000000
EPEQAD	.000000	1625.000000
EPEQBD	.000000	2750.000000
ECAPCD	.000000	274.980000
ETSECAD	.000045	.000000
ETSECAE	.000000	426.000000
ETSECBD	.000000	36.800000
ETSECBE	.000000	463.200000
CFGIO	3000.000000	.000000
A1	600.000000	.000000
A2	.000000	.000000
B1	275.000100	.000000
B2	200.000000	.000000
B3	425.000000	.000000
DELTA	1000.000000	.000000
A	599.999900	.000000
B	900.000100	.000000
TOP	1500.000000	.000000
EIMPD	.000000	1.000000
ECAPCE	.000000	.020009
EPEQAE	8000.000000	.000000
RESECA	8000.000000	.000000
EPEQBE	11250.000000	.000000
RESECB	11250.000000	.000000
COSCON	8000.000000	.000000
ECONTE	6250.000000	.000000
FREDU	1.000000	.000000

Estos son los mismos resultados que obtuvimos en el análisis paramétrico de la sección 3.3.4.a) cuando hicimos variar DELTA de 0 a 1000.

Cambio en las Prioridades de las Metas:

Para el efecto priorizamos una sola meta en detrimento del logro de las demás. Esta vez únicamente nos interesa extraer lo mas que se pueda de las labores "pobres y/o sucias", es decir la meta M7 sin mermar demasiado el blending M1. Las demás metas son de tercera prioridad. Luego de los cálculos obtiene el cuadro siguiente:

META	Z _j	P _k	Q _j = Z _j /P _k	QQ _j = Q _j /Q _{mín}	QQ _j
M6	2250	10000	0.2250	0.2250/0.0001	2250
M1	15	1000	0.0150	0.015/0.0001	150
M2	1	10000	0.0001	0.0001/0.0001	1
M5	1625	10000	0.1625	0.1625/0.0001	1625
M5	2750	10000	0.2750	0.2750/0.0001	2750
M7	15	1	15.0000	15.00 /0.0001	150000
M4	275	10000	0.0275	0.0275/0.0001	275
M3	213	10000	0.0213	0.0213/0.0001	213
M3	250	10000	0.0250	0.0250/0.0001	250
M8	700	10000	0.0700	0.0700/0.0001	700

Trasladamos estos coeficientes a la función objetivo y efectuamos la corrida con el software SuperLINDO.

: take plan5.dat

: look 1

```
MIN    2250 ECONTD + 150 EMETD + 150150 EMETE + EIMPE +
      + 1625 EPEQAD + 2750 EPEQBD + 275 ECAPCD
      + 213 ETSECAD + 213 ETSECAE + 250 ETSECBD
      + 250 ETSECBE + 700 CFGIO
```

: go

LP OPTIMUM FOUND AT STEP 19

OBJECTIVE FUNCTION VALUE

1) 2100110.00

VARIABLE	VALUE	REDUCED COST
ECONTD	.000000	2250.000000
EMETD	.000000	149.900000

EMETE	.000000	150150.100000
EIMPE	110.000000	.000000
EPEQAD	.000000	1625.000000
EPEQBD	.000000	2750.000000
ECAPCD	.000000	274.900000
ETSECAD	.000045	.000000
ETSECAE	.000000	426.000000
ETSECBD	.000000	37.000000
ETSECBE	.000000	463.000000
CFGIO	3000.000000	.000000
A1	200.000000	.000000
A2	400.000000	.000000
B1	475.000000	.000000
B2	200.000000	.000000
B3	225.000000	.000000
DELTA	.000000	.000000
A	599.999900	.000000
B	900.000100	.000000
TOP	1500.000000	.000000
EIMPD	.000000	1.000000
ECAPCE	.000000	.100016
EPEQAE	6000.000000	.000000
RESECA	6000.000000	.000000
EPEQBE	13250.000000	.000000
RESECB	13250.000000	.000000
CCSCON	8000.000000	.000000
ECONTE	6250.000000	.000000
FREDU	1.000000	.000000

: para 28 1000

VAR	VAR	PIVOT	RHS	DUAL PRICE	OBJ
OUT	IN	ROW	VAL	BEFORE PIVOT	VAL
			.000000	.200000	.210011E+07
SLK 3	SLK 7	3	400.000	.200000	.210003E+07
			1000.00	.149012E-07	-.210003E+07

: solution

WARNING, SOLUTION MAY BE NONOPTIMAL/NONFEASIBLE

OBJECTIVE FUNCTION VALUE

1) 2100030.00

VARIABLE	VALUE	REDUCED COST
ECONTE	.000000	2250.000000
EMETE	.000000	149.900000

EMETE	.000000	150150.100000
EIMPE	29.999990	.000000
EPEQAD	.000000	1625.000000
EPEQBD	.000000	2750.000000
ECAPCD	.000000	274.980000
ETSECAD	.000045	.000000
ETSECAE	.000000	426.000000
ETSECBD	.000000	36.799990
ETSECBE	.000000	463.200000
CFGIO	3000.000000	.000000
A1	600.000000	.000000
A2	.000000	.000000
B1	275.000100	.000000
B2	200.000000	.000000
B3	425.000000	.000000
DELTA	1000.000000	.000000
A	599.999900	.000000
B	900.000100	.000000
TOP	1500.000000	.000000
EIMPD	.000000	1.000000
ECAPCE	.000000	.020011
EPEQAE	8000.000000	.000000
RESECA	8000.000000	.000000
EPEQBE	11250.000000	.000000
RESECB	11250.000000	.000000
COSCON	8000.000000	.000000
ECONTE	6250.000000	.000000
FREDU	1.000000	.000000

En este caso ejemplo no se aprecian diferencias con respecto a la solución original debido al reducido número de datos y variables. En una aplicación real es de esperar una clara variación en la solución por el cambio de prioridades. Esto se demuestra en la aplicación práctica que se describe en el Capítulo 5.

3.5. CONTROLES SOBRE LA SOLUCIÓN

3.5.1. APLICACIÓN DE MODELO COMPUTARIZADO

La forma más efectiva de establecer controles para:

- obtener una solución confiable,
- poner la solución en práctica,
- controlar estadísticamente los cambios en valor de los parámetros mas sensibles, etc.

.....es mediante el desarrollo de un sistema computacional tal que estandarice el uso de la información fuente y elimine, en lo posible, la generación de soluciones inconsistentes.

El diseño del modelo computarizado debe considerar el establecimiento de:

un sistema de información que aliente al modelo y permita obtener los reportes necesarios acerca de las soluciones obtenidas,

un modelo que utilice un poderoso algoritmo de optimización con rutinas de análisis paramétrico para obtener varias soluciones de una sola corrida.

Asimismo el modelo computarizado en su conjunto debe facilitar la realización de las Pruebas Históricas con información real de producción de meses anteriores. De este modo se puede ir ajustando la formulación del Modelo para que refleje, como condición básica, las condiciones actuales de la operación.

Por otro lado, el modelo computarizado debe proveer los reportes oportunos de control de las desviaciones del plan respecto al óptimo por cada área (Tajo, Mina, Planta) y por Campamento. La frecuencia dependerá del horizonte de planeamiento, sea diario o semanal, especialmente en la comparación de lo estimado versus lo producido.

3.5.2. PROCEDIMIENTOS DE IMPLANTACIÓN DEL MODELO

a) **Procedimientos Generales**

- Este modelo puede ser aplicado tanto para determinar los programas de extracción en Mina y Tajo, como para determinar el programa de mezcla de mineral de las tolvas de gruesos y finos para la alimentación al circuito de molienda en Planta Concentradora.
- El Supervisor a cargo de las operaciones (en Tajo, Mina ó Planta) es quien tiene la responsabilidad de mantener la mezcla adecuada en todo tiempo y efectuar las correcciones necesarias durante su gestión a fin de alcanzar el objetivo de producción en calidad y cantidad. El modelo recomienda (no decide) el mejor curso de acción posible.

- Es responsabilidad del usuario la actualización permanente de datos (retroalimentación), según el área de trabajo: en Tajo, Mina y Planta estará a cargo del Jefe de Guardia, y en las áreas de apoyo como Geología y Laboratorio Analítico, por el supervisor a cargo.

b) Aplicación al Plan Mensual de Producción

- Su finalidad es optimizar los resultados económicos proyectados.
- El modelo propone el horizonte del plan mensual de minado, indicando la selección de tajeos a trabajar. Toma en cuenta si se van a realizar campañas de tratamiento de distintos tipos de mineral de cabeza.
- Reportes previstos:
 - Producción por tajeos o frentes, por zona y por campaña.
 - Resultados económicos proyectados por campaña y por plan.

c) Aplicación al Programa Semanal

- Su finalidad es asegurar la consecución de los resultados económicos proyectados para cada mes, con medición semanal del cumplimiento.
- Se actualizan los tonelajes producidos en la semana concluida, por tajeo o frente. El modelo propone el nuevo horizonte para las siguientes 4 semanas, pudiendo abarcar a aquellas correspondientes a 2 meses consecutivos.
- Es posible alterar la priorización de las metas, con la finalidad de orientar el modelo al logro de una sola de ellas, para corregir alguna desviación importante respecto al plan original. Por ejemplo, si a la fecha de revisión del plan semanal no se ha logrado obtener el estimado de producción de una zona o sección por fallas en el equipo de extracción, entonces para compensar se varía la fracción de aportes de tonelaje por zona y se da prioridad 1 a esta meta; y como segunda prioridad se mantiene el balance de contenidos metálicos.
- Reportes previstos:
 - Producción por tajeos o frentes, por zona, dentro de la campaña
 - Alternativas óptimas según la priorización: por metal, por zona o tolva a extraer. Incluye los efectos sobre la calidad deseada del mineral a extraer y/o tratar.

d) Aplicación al Programa Diario o de la Guardia

- Su finalidad es obtener la mejor mezcla posible para alimentar a Concentradora en cada turno de operación, en base al mineral disponible para extracción inmediata.
- Se toman los tajeos seleccionados por el plan mensual o semanal vigente a la fecha y con tonelaje de mineral a la vista. Toma en cuenta la disponibilidad de mineral a extraer en cada punto de carguío o tolva, por cada área.
- Es posible alterar la priorización de metas, como en el caso del plan semanal.
- Reportes previstos:
 - Producción de guardia anterior: incluye comparación con los estimados del modelo, porcentaje de desviación respecto al óptimo.
 - Programa óptimo para la guardia, por cada área (Tajo, Mina, Concentradora) y por Campamento.
 - Alternativas óptimas por nueva priorización: por metal, por zona o tolva a extraer.
 - Reportes de producción y nuevas corridas a la 1/2 guardia. Requiere actualización de los datos disponibles a la media guardia.

3.5.3. DETERMINACIÓN Y VERIFICACIÓN DE PARÁMETROS

Se han clasificado los parámetros según su frecuencia de cambio en tres grupos que se indican a continuación. Asimismo se indica el área responsable de la actualización de los datos básicos.

a) Parámetros del Plan de Producción

Los parámetros asociados a los objetivos de producción se definen interactivamente antes de la generación de las ecuaciones del modelo. Se deben eliminar condiciones de inconsistencia, p.ej. tonelaje objetivo CAPCONC muy alto respecto a la sumatoria de los tonelajes máximos por tajeo o frente, leyes objetivo $LTOP_m$ irrealizables respecto a los recursos disponibles, etc.

Superintendencia:

- P_{M1--Mn}** = coeficiente de prioridad de optimización de cada meta **$M1--Mn$**
- MAXCONT** = valor arbitrario alto de contribución deseada, p.ej. diez millones de US\$
- MINGIO** = factor de reducción (arbitrario) de los Gastos Indirectos de Operación (GIO), p.ej. 0.9
- LTOP_m** = ley objetivo del metal **m** de alimentación a concentradora,
- CAPCONC** = capacidad instalada de tratamiento en la concentradora; puede expresar el tonelaje objetivo de producción por Campamento, para el período de planeamiento,

Dpto. Mina:

- FTOP_j** = fracción deseada de tonelaje de la sección **j** ; respecto al tonelaje objetivo total de producción; estas fracciones deben sumar 1,
- TONADI** = tonelaje adicional (arbitrario) a extraer por labor, violando los límites operacionales presentes.

Estos parámetros son calculados a partir de las estadísticas de producción por tajeo y sección. TONADI expresa la desviación estándar promedio de producción por frente o tajeo.

b) Parámetros de las Restricciones

Todos los parámetros asociados a las restricciones de la operación minera se derivan a partir de datos reales, los que se registran mediante un sistema de información, el cual posee rutinas de consistencia para evitar la carga de data errónea. Posteriormente son definidos interactivamente por el usuario antes de la generación de las ecuaciones del modelo. Esto se efectúa en forma selectiva a fin de no demorar el proceso.

Dpto. Mina:

- TMIN_{ij}** = tonelaje mínimo de producción, tajeo **j** ; sección **i**
- TMAX_{ij}** = tonelaje máximo de producción, tajeo **j** ; sección **i**

Se calculan a partir del tonelaje de extracción de mineral por tajeo, frente y/o tolva, actualizado cada media guardia. Normalmente **$TMIN_{ij} = 0$** , salvo cuando se deba extraer necesariamente cierto tonelaje mínimo de un tajeo, por problemas operacionales. En caso de requerirse extraer un tonelaje exacto de un tajeo **$TMIN_{ij} = TMAX_{ij}$** . En general **$TMAX_{ij}$** expresa el tonelaje disponible a extraer en la campaña o plan. El Dpto.Mina define las secciones y tajeos que conforman cada campaña de producción.

- CVM_{ij}** = costo variable de minado, incluyendo costo variable de servicios mina, para el tajeo *i* de la sección *j*
- CFSEC_j** = costo fijo de minado, incluyendo costo fijo de servicios mina, de la sección *j*
- GIO** = costo fijo compuesto únicamente por los Gastos Indirectos de Operación (GIO) del Campamento

Dpto. Geología:

- L_{ijm}** = ley del metal *m* para el tajeo *i* sección *j*
- C_{ijk}** = ley del contaminante *k* para el tajeo *i* sección *j*

Se calculan promediando los ensayos de muestras de mineral por metales y contaminantes de los huecos de perforación, frentes de extracción y/o tolva principal.

= valor del mineral de cabeza, para el tajeo *i* sección *j* , según Concentradora

Este se determina mediante la relación: (valor de concentrado/ tonelaje de mineral de cabeza).

Dpto. Concentradora:

- MAXIMP_k** = ley máxima del contaminante *k* en la alimentación a concentradora,
- CVC_j** = costo variable de concentración, para el mineral de la sección *j*
- CFCONC** = costo fijo de la concentradora

c) Parámetros de Calibración del Modelo

Como se explicó en las secciones 3.4.2 y 3.4.5 , las variables de escape de la función objetivo son desviaciones respecto a las metas, por tanto se desean minimizar. Así, los parámetros de calibración se derivan a partir de las desviaciones estándar de los datos relacionados a cada variable de escape, mediante el análisis estadístico en un período reciente y representativo de la operación minera. Por tanto se deben efectuar revisiones periódicas, p.ej. cada trimestre.

Es muy importante definir el período de planeamiento (mes, semana, día, guardia) para calcular estos parámetros, a fin de asegurar la consistencia de resultados, a pesar que se trata de magnitudes que guardan proporción al volumen de producción, a excepción del costo fijo.

Dpto. Geología:

TPMINA	= tonelaje de mineral de cabeza alimentado a concentradora por mina y/o tajo,
TPSEC_j	= tonelaje de producción por cada sección j
CMET_m	= contenido metálico del elemento m , mineral de cabeza TPMINA
CIMP_k	= contenido metálico del contaminante o impureza k , mineral de cabeza

Dpto. Mina:

US\$MINA	= contribución a costo fijo per total mina y/o tajo (mineral de cabeza)
US\$SEC_j	= contribución a costo fijo per cada sección j
CFGIO	= costo fijo por GIO's del Campamento (no considera costos fijos de mina y planta)

Para los indicadores económicos se pueden considerar resultados mensuales en un período representativo no menor a tres meses. La contribución a costos fijos es la diferencia entre el valor de los concentrados y los costos variables, por tanto es normal utilizar un indicador referido a cierto volumen de producción. En cuanto a los costos fijos es posible determinar una parte proporcional fija por período de planeamiento, sin relación al volumen de producción.

3.6. EJECUCIÓN DE LA SOLUCIÓN

3.6.1. PASOS PARA LA OPERACIÓN DEL MODELO

- **Configuración Inicial del Modelo**
 - revisión general de características geológicas, mineras y metalúrgicas del campamento,
 - número y descripción de metales económicos y contaminantes de la mena,
 - número y descripción de secciones mina, métodos de explotación y etapas, estadística de tonelajes y leyes de producción, costos y contribución por secciones y por período de planeamiento, capacidad de planta y límites deseables de alimentación, costos fijos del campamento (GIO's).

- **Actualización de los Parámetros de Calibración y de las Restricciones**
- **Inicialización de los Parámetros del Plan de Producción**
- **Ejecución del Plan Mensual**
- **Ejecución del Plan Semanal**
- **Ejecución Semiautomática del Plan Diario, actualizando eventualmente los Parámetros del Plan de Producción del día. Esta opción solo estaría disponible con un Sistema de Información.**

3.6.2. CAMBIOS OPERACIONALES

La implementación del modelo de optimización requerirá realizar importantes cambios importantes en el modo de hacer las cosas en la operación minera. Estos cambios se agrupan en 3 aspectos:

a) Procedimentales:

- reducción en la secuencia de actividades necesarias para el planeamiento y control de producción, por la utilización del sistema de información y modelo matemático,**
- reducción del tiempo de respuesta para obtener y transmitir la información crítica de pesos y ensayos, de ser posible a sólo unos cuantos minutos,**
- implementación de una red de cómputo que enlace todas las áreas involucradas: Tajo, Mina, Concentradora, Geología, Laboratorio Analítico y la Superintendencia.**

b) Organizativos:

- mayor coordinación entre los supervisores de primera línea, reduciendo el departamentalismo, a fin de llevar a cabo las medidas correctivas necesarias dentro de cada turno de trabajo,**
- mayor nivel de autoridad de los supervisores de primera línea de las áreas de producción (Tajo, Mina, Concentradora), equilibrando su carga de responsabilidad,**

c) Operativos:

retroalimentación constante de los datos de producción, si fuera posible cada hora,

operación continua del modelo, de ser posible cada media guardia, en una búsqueda constante del óptimo,

3.6.3. CAMBIOS RADICALES EN LOS MÉTODOS CUANTITATIVOS

Se debe tener en cuenta que una red de cómputo, por mas eficiente que sea, sólo es el vehículo para transmitir datos. La esencia de la solución radica en la modernización radical de métodos y procedimientos para la obtención de la información crítica:

- ensayos: que determina Laboratorio Analítico, renovando sus procesos analíticos cualitativos y cuantitativos,
- pesos: que se determina mediante las balanzas de todas las áreas, cuya calibración periódica deberá estar a cargo de Laboratorio Analítico o un área similar de Control de Calidad; esto incluirá la instalación de balanzas automáticas y alimentadores de cadena con motores de velocidad variable en las tolvas principales.

El caso de Laboratorio Analítico de todo campamento minero es especialmente crítico pues esta área centraliza el análisis de materiales y productos de Geología, Concentradoras. A partir de 1994 se ha incrementado la carga de análisis por gases y efluentes para el control ambiental, según las disposiciones del Ministerio de Energía y Minas.

Es indudable que estos requerimientos requieren para su solución de un proyecto integral de instrumentación y control de procesos, cuyo elemento principal sería el presente algoritmo de optimización. Este proyecto podría ser definido y afrontado por un equipo multidisciplinario de especialistas de las áreas de Geología, Ingeniería, Minas, Concentradoras, Laboratorio Analítico, Mantenimiento e Informática, con la eventual asesoría de un consultor, y naturalmente dentro de un proceso de re-ingeniería de las operaciones minero-metalúrgicas. Sin embargo pueden irse modernizando los procedimientos de control indicados, cuyo costo no es muy oneroso, pero de alta rentabilidad.

3.6.4. CAPACITACIÓN

La clave del éxito para la implementación del modelo de optimización es la participación de los Supervisores directos a cargo de las operaciones, en:

- la actualización constante de la información básica
- la determinación de parámetros de optimización, p.ej. prioridades
- la revisión de la consistencia de las soluciones
- la puesta en operación, coordinando directamente con las demás áreas involucradas.

Para ello será necesario diseñar cursos de capacitación sobre tópicos de:

- investigación de operaciones,
sistemas de información,
- control de procesos,
calidad total y re-ingeniería.

Todos ellos eminentemente prácticos y orientados a cambiar la **actitud reactiva** de los supervisores (en respuesta a presiones del medio) hacia la **proactividad** (iniciativa para el cambio).

3.7. MODIFICACIONES PREVISTAS AL MODELO

Las primeras están asociadas a la solución de las **limitaciones actuales en la implementación del Modelo**:

- No es posible asegurar una alimentación de mineral de calidad constante las 24 horas de cada día, esto es, un "blending" ideal.
- La precisión de la corrida diaria del modelo está supeditada a una actualización constante de la extracción diaria por tajeos. La representatividad de sus resultados depende mucho de la calidad de los datos registrados en los reportes de extracción de cada guardia.

- Este es un modelo para control operacional; es probable que con algunas modificaciones pueda ayudar al control administrativo y provea eventualmente soporte a la toma de decisiones.

Se prevén además otros cambios, referidos a **los datos y la formulación del modelo**:

Cálculo de leyes estimadas por frentes de Mina y disparos del Tajo, en base a los ensayos de muestreo adyacentes incluyendo huecos de perforación, mediante la técnica geoestadísticas de ponderadores óptimos o "krigeage" ; para tal estimación se deberá tomar en cuenta los contornos de calidad mineralúrgica.

Inclusión de una ecuación adicional que permita balancear la calidad mineralúrgica ("amenability") por huecos de perforación y frentes de extracción, especialmente en el caso de operaciones a tajo abierto.

Como ilustración, en el Tajo "Raúl Rojas" (ex "McCune") de Cerro de Pasco, la calidad mineralúrgica se expresa mediante un puntaje adimensional, cuyo procedimiento de determinación ha sido establecido por los metalurgistas y geólogos, en el curso de varios años. Este consiste en efectuar pruebas de flotación batch en el Laboratorio Metalúrgico tomando muestras de mineral de huecos de perforación y frentes del tajo. Se combinan los ensayos y recuperaciones en cada etapa de la flotación batch mediante ciertas reglas metalúrgicas para obtener un puntaje que expresa la calidad mineralúrgica, posteriormente se correlacionan con los resultados de la planta industrial, a fin de confirmar los puntajes. Puntajes altos expresan mejor calidad de mineral.

En cuanto a su posible modelización el problema es que tales puntajes no tienen un comportamiento lineal. Lo mismo se puede decir del pH, o concentración del ion hidrógeno. Por ahora estas condiciones dificultan su inclusión en el modelo de programación lineal, hasta encontrar un artificio que linearize el fenómeno ó se deba replantear el concepto de "puntaje de calidad mineralúrgica".

En cuanto a una formulación **multiperíodo** del modelo, no creemos que sea necesaria porque:

- 1) La esencia de un modelo multiperíodo es que permite evaluar condiciones donde los parámetros, es decir, los coeficientes de las restricciones y de la función objetivo van

a variar de manera notoria en el tiempo. Esto se presenta en el planeamiento de minado a largo plazo.

- 2) En el planeamiento de minado a corto plazo se asume que los parámetros son aproximadamente invariables, como en el caso de los objetivos mensuales, semanales y diarios.
- 3) Aún en el largo plazo, en las condiciones específicas de la operación minera similares a Centromín, no es posible estabilizar los parámetros que gobiernan un modelo multiperíodo de minado:
 - velocidad de minado por tajeo en cada etapa,
 - disponibilidad de equipo,
 - secuenciación de tajeos.

En cuanto al concepto de **dualidad**, no se requiere aplicar actualmente, porque:

- 1) El uso del modelo Dual se justifica con modelos que toman mucho tiempo para su ejecución.
- 2) Teóricamente para ciertas formulaciones donde los números de filas y columnas son marcadamente diferentes, el programa dual se resuelve en la mitad de iteraciones que se requieren en el caso del Primal. Este no es el caso del presente modelo.
- 3) La interpretación de resultados es mas complicada con el modelo Dual.
- 4) El método de programación de metas permite mezclar combinar objetivos con magnitudes disímiles en la función objetivo, lo cual complicaría aún mas la interpretación del Dual.

Sin embargo, será interesante considerarlo cuando se plantee un modelo multiperíodo complejo. También debe tenerse presente que la tendencia de los modelos matemáticos de minado a largo plazo es hacia la programación dinámica (procesos no lineales).
[SHU93]

SECCIÓN II

PARTE PRÁCTICA

CAPITULO 4

ANÁLISIS Y DISEÑO LÓGICO DEL SISTEMA DE INFORMACIÓN DEL MODELO DE MEZCLA

4.1. METODOLOGÍA DE DESARROLLO INFORMÁTICO

4.1.1. GENERALIDADES

El objetivo del presente capítulo es delinear el diseño lógico del Sistema de Información del Modelo de Mezcla de Mineral, el cual hará posible una real implementación en del mismo en cada Mina en particular. El diseño físico o computacional del Sistema (que no se incluye aquí) depende del hardware y software en que se implemente el Modelo para cada empresa minera en particular, según las características de sus instalaciones de cómputo.

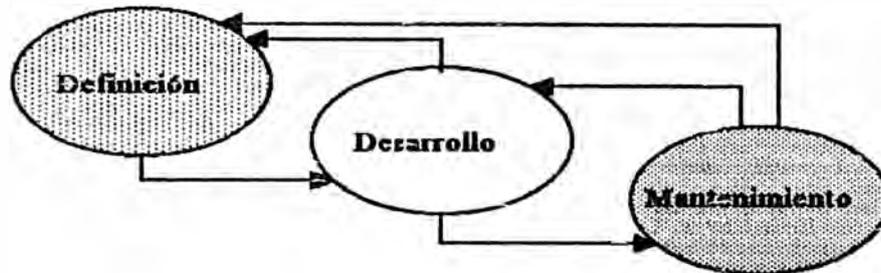
Para la demostración del modelo, como veremos en el siguiente capítulo, hemos utilizado simples archivos de texto MS-DOS que contengan la formulación del Modelo. Asimismo como algoritmo de optimización se ha utilizado la versión del software LINDO para MS-DOS. Esta sencilla implementación es posible para casos de problemas puntuales o de pequeña magnitud. Sin embargo para casos de operación rutinaria, en los se demanda rapidez y se manipula gran cantidad de información, es necesario construir un sistema de información ad-hoc cuyas características detallaremos.

Para el efecto es necesario adoptar una metodología de desarrollo informático, que se debe seguir sistemáticamente a fin de obtener un producto de calidad, de acuerdo a las normas de la ingeniería de software. Como se ha mencionado, en esta Tesis se resolverán los primeros pasos, a la vez los más decisivos, dejando a los interesados el desarrollo de los subsiguientes que conduzcan a un sistema computacional totalmente operativo.

4.1.2. PASOS DEL ANÁLISIS Y DISEÑO LÓGICO

Visión Genérica de la Ingeniería de Software

El proceso de desarrollo del software contiene tres fases genéricas, independientemente de la estrategia elegida.



Existen tres estrategias principales de desarrollo informático:

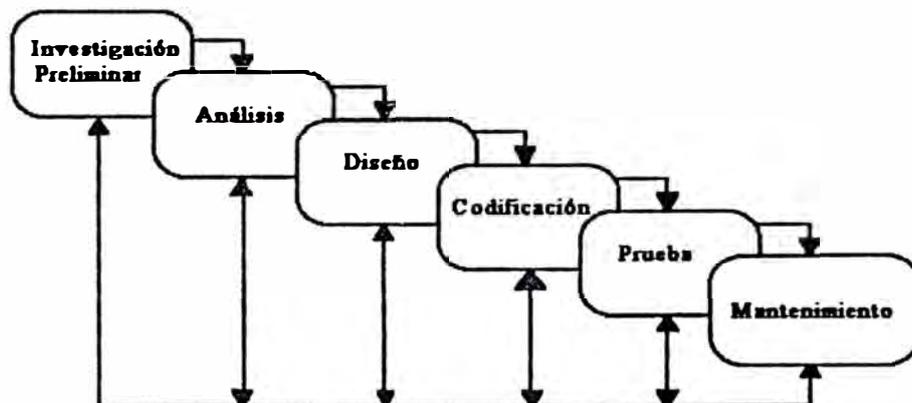
Ciclo de Vida Clásico

Construcción por Prototipos

Técnicas 4GL (Cuarta Generación) (4GL - Fourth Generation Language)

Dada las características individuales de cada negocio, se requiere trazar una estrategia que sea combinación de las 3 mencionadas, en mayor o menor grado. [PRE92]. Para el presente caso se ha seleccionado una basada en el "Ciclo de Vida Clásico" principalmente. Dicha estrategia comprende los siguientes pasos secuenciales ó en cascada.

Ciclo de Vida Clásico



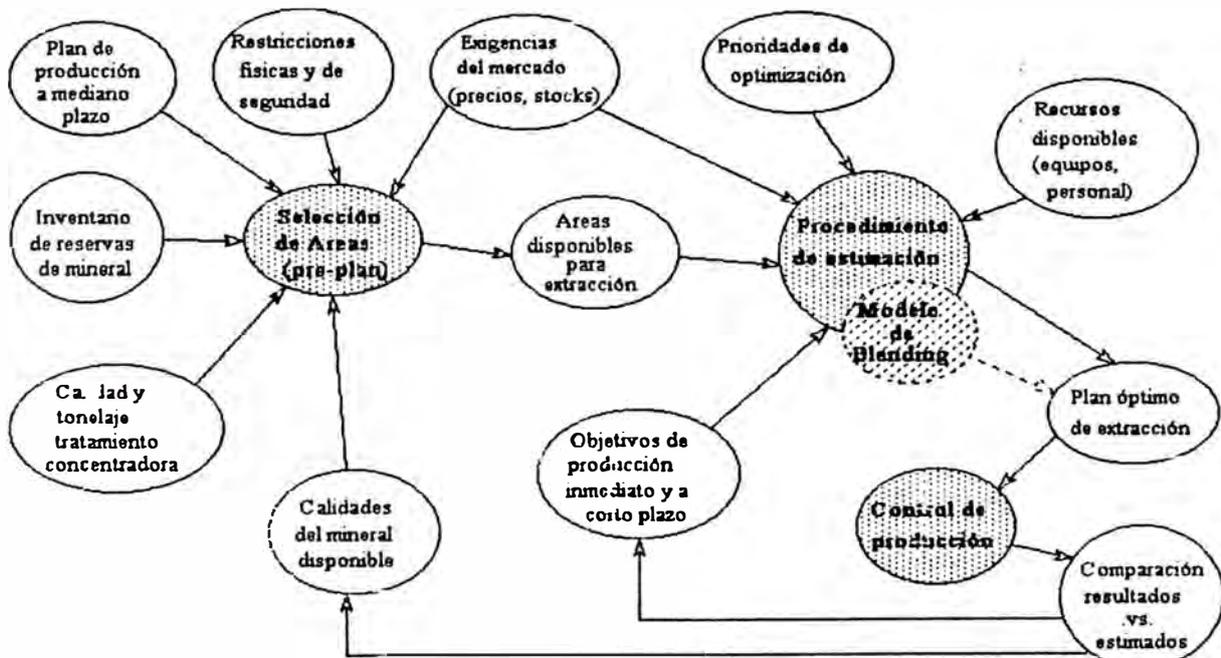
Para esta Tesis se han desarrollado los pasos correspondientes a la Fase de Definición y Fase de Desarrollo, y en esta última sólo el diseño lógico del sistema. Como es evidente, sólo se puede hablar de Fase de Mantenimiento en el caso de sistemas computacionales ya existentes que requieran una ampliación o rediseño.

4.2. ANÁLISIS DEL SISTEMA

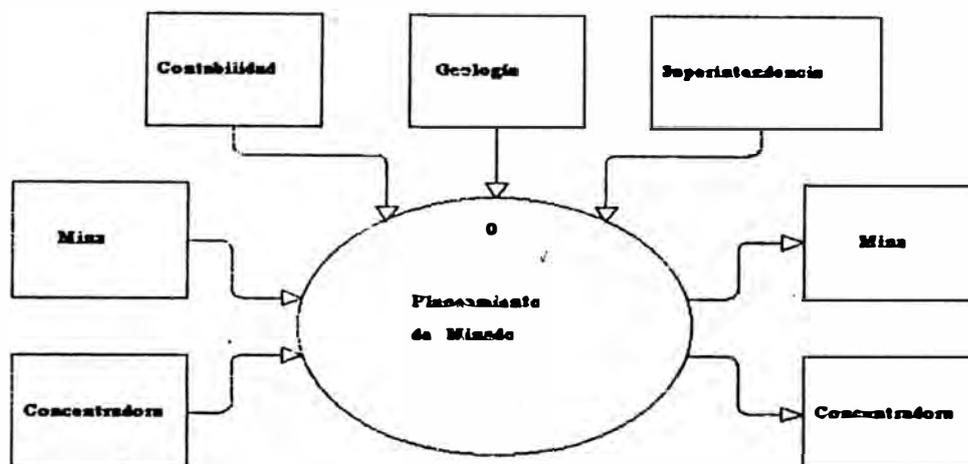
El sistema "planeamiento de minado a corto plazo" tiene sus características de aplicación y procedimientos a seguir en su elaboración. Se busca optimizar tanto el procedimiento de planificación, como el resultado mismo que es un "plan de producción".

Como se expuso en la sección 2.6.7, se tendrán beneficios tangibles de la operación de este modelo, como la facilidad de evaluar diferentes alternativas óptimas de planeamiento de la explotación de la mina en el corto, mediano y largo plazo. Otro de sus efectos benéficos sobre la operación minera es que permitirá reducir la fluctuación diaria de la ley de cabeza a fin de mejorar significativamente los resultados metalúrgicos en grado de concentrado, recuperación y leyes de contaminantes en el concentrado. Los beneficios intangibles radican en el incremento de flexibilidad y confianza en el proceso de toma de decisiones y la habilidad para implementar rápidamente los cambios operacionales dictaminados por influencias externas fluctuantes.

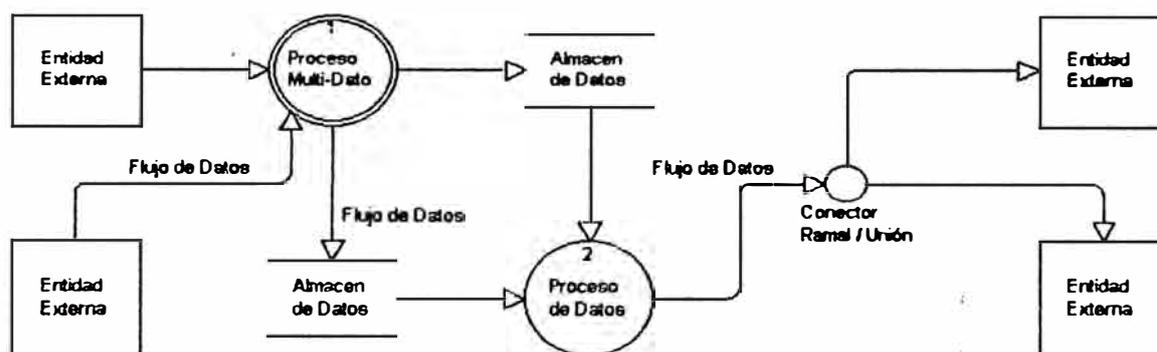
Flujograma del Planeamiento de Minado a Corto Plazo:



El siguiente **Diagrama de Contexto** muestra la interacción del Sistema con las entidades involucradas.



Para la correcta interpretación de los siguientes **Diagramas de Flujo de Datos (DFD)** téngase en cuenta la siguiente **notación clásica** del Análisis de Sistemas.



4.3. ANÁLISIS DE REQUERIMIENTOS

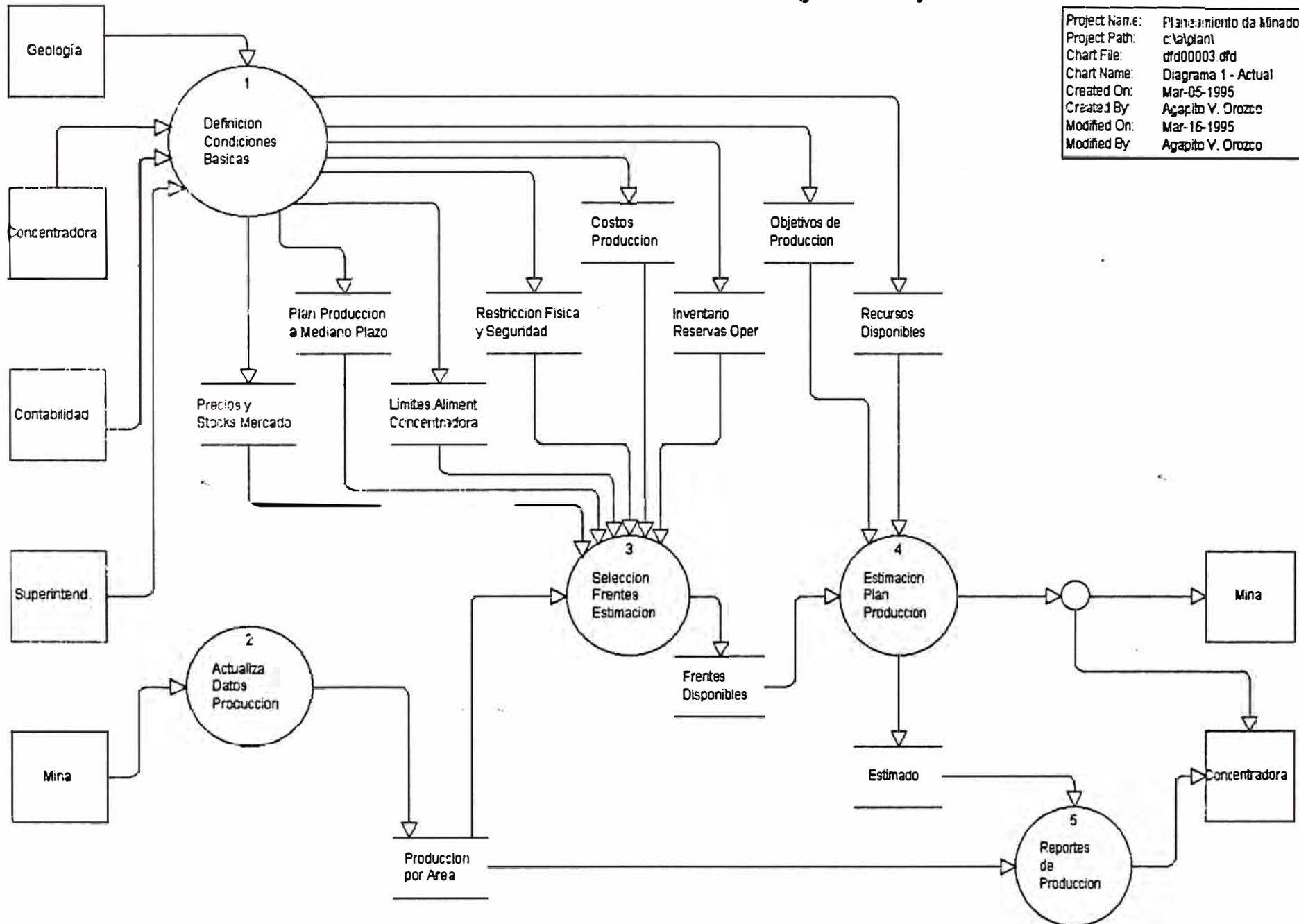
El siguiente **Diagrama de Flujo de Datos** resultante de la "explosión" del **Diagrama de Contexto**, corresponde al **Sistema Actual** de realización del planeamiento de minado a corto plazo. El principal inconveniente es la operación manual de este sistema. No siempre es posible conseguir toda la información necesaria en forma oportuna. Asimismo no es posible lograr una solución óptima y varias alternativas para su evaluación inmediata.

4.3. SISTEMA ACTUAL

Diagrama de Flujo de Datos - Nivel 1

Project Name:	Planamiento de Minado
Project Path:	c:\ajplan\
Chart File:	dfd00003.dfd
Chart Name:	Diagrama 1 - Actual
Created On:	Mar-05-1995
Created By:	Agapito V. Orozco
Modified On:	Mar-16-1995
Modified By:	Agapito V. Orozco

122



Por ello el **nuevo Sistema** a construir debe poseer las siguientes características:

- a) flexible y paramétrico, tal que se adapte a diferentes condiciones de la operación minera, tales como método de explotación, número de elementos metálicos, método de cálculo del valor de mineral, horizonte de planeamiento (guardia, día, semana, mes), etc.
- b) actualización dinámica de datos básicos, según el horizonte de planeamiento, a partir de los reportes rutinarios de operación, y elaboración de reportes de consistencia de los datos de entrada,
- c) cálculo de los parámetros requeridos por el modelo, con rutinas de validación para asegurar su consistencia; para ello se debe disponer de los mejores algoritmos de estimación tal que se minimice el sesgo,
- d) generación de las ecuaciones del modelo de programación lineal, y ejecución automática del software de optimización LINDO; este algoritmo de solución es la parte central de todo el sistema,
- e) evaluación de varias alternativas en cada corrida mediante análisis post-óptimo o paramétrico, a partir de la solución básica, teniendo en cuenta las prioridades de optimización,
- f) elaboración de reportes de estimación (o plan óptimo) a partir de las soluciones obtenidas por el modelo, proporcionando respuestas consistentes y sencillas de interpretar por los Usuarios para su aplicación a las operaciones mineras,
- g) uso de rutinas semiautomáticas del tipo "trigger" (disparador) para limitar la operación manual a la alimentación de data real y al procesamiento opcional de rutinas especiales,
- h) mínimo entrenamiento requerido para su utilización por personas sin entrenamiento previo en computación,
- i) operación interactiva y amigable al usuario mediante pantallas de menús y de ayuda,
- j) buena calidad de la documentación,
- k) costo mínimo de operación del sistema y modelo,

Asimismo el sistema debe facilitar la realización de las Pruebas Históricas con información real de producción de meses anteriores. De este modo se puede ir ajustando la formulación del modelo para que refleje las condiciones actuales como mínimo.

4.4. DISEÑO LÓGICO DEL SISTEMA

Para la solución de tales requerimientos se plantea un Sistema de Información computarizado, cuyas características se definen en los siguientes documentos básicos:

4.4.1. MODELO DE PROCESOS

Diagrama de Flujo de Datos - Nivel 1

4.4.2. MODELO DE DATOS

Diagrama Entidad-Atributo-Relación

4.4.3. ESTRUCTURA DEL SISTEMA

Diagrama de Descomposición Funcional

4.4.4. TABLAS NORMALIZADAS DEL SISTEMA

Diagrama de Tablas Relacionales

Por razones de brevedad, en el presente trabajo sólo se han incluido los documentos mas importantes. Se están obviando otros documentos correspondientes al Desarrollo Computacional (ó Diseño Físico), referidos básicamente a laboriosas especificaciones en detalle para el desarrollo del sistema:

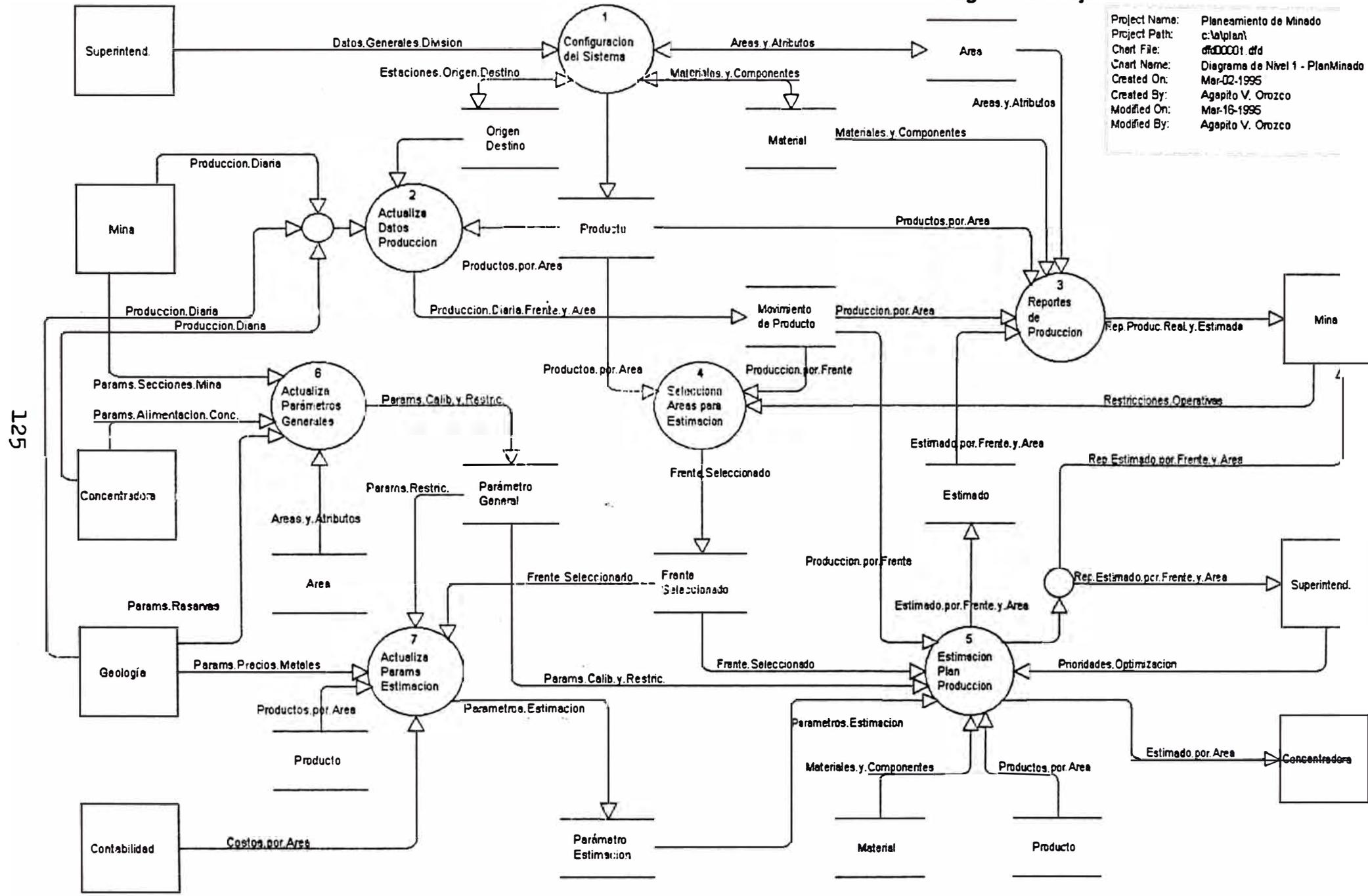
- especificación de diseño de módulos,
- especificación de pruebas de módulos,
- especificación de integración del sistema,
- especificación de conversión al nuevo sistema.
- especificación de nuevos procedimientos

Estos documentos normalmente deben incluirse cuando se trata de un proyecto de desarrollo de sistemas. Para el efecto se elabora un documento integral de "Planificación del Proyecto Informático".

4.4.1. MODELO DE PROCESOS - SISTEMA PROPUESTO

Diagrama de Flujo de Datos - Nivel 1

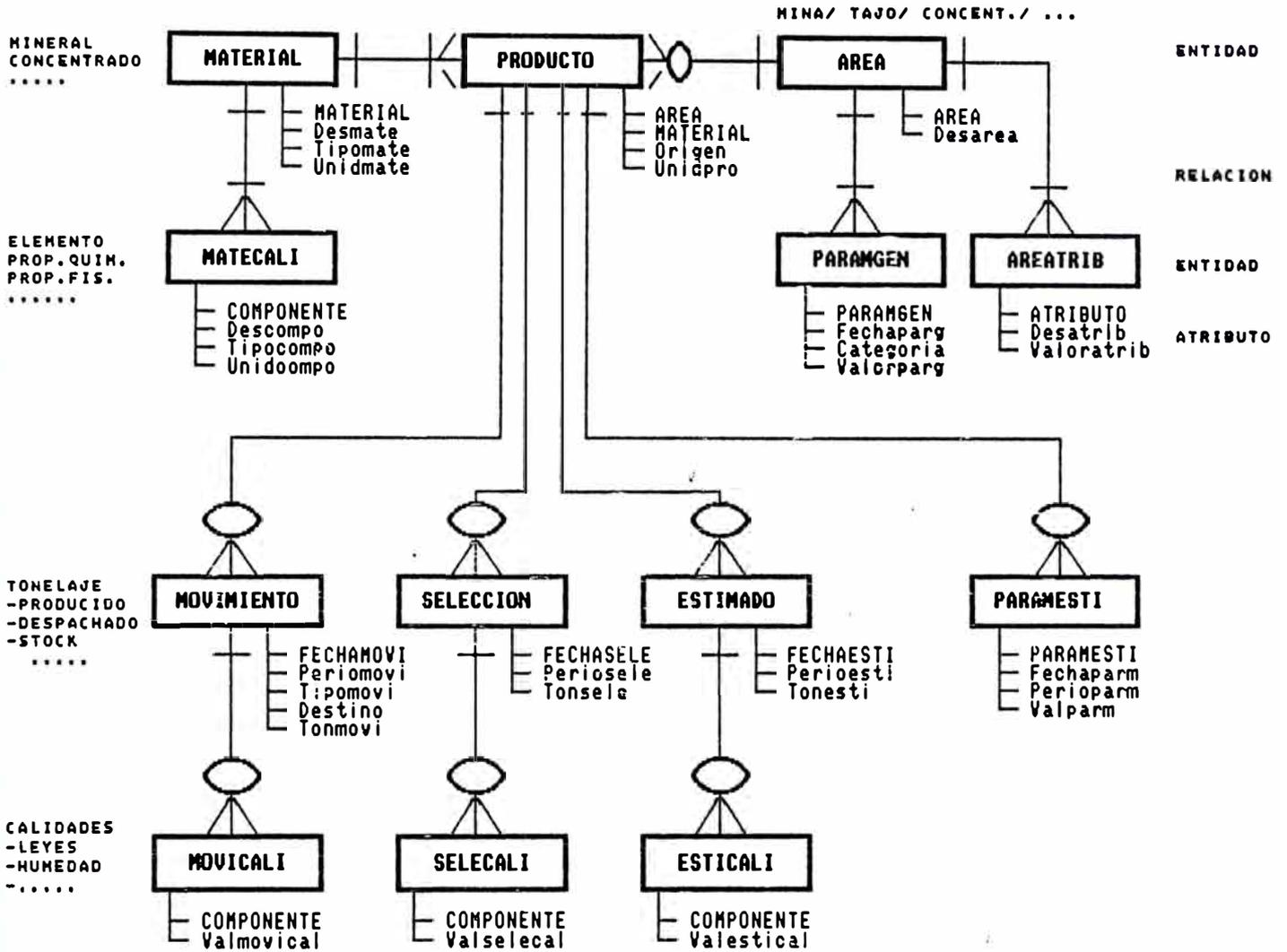
Project Name: Planeamiento de Minado
 Project Path: c:\alplan\
 Chart File: dtd0001.dfd
 Chart Name: Diagrama de Nivel 1 - PlanMinado
 Created On: Mar-02-1995
 Created By: Agapito V. Orozco
 Modified On: Mar-16-1995
 Modified By: Agapito V. Orozco



125

4.4.2. MODELO DE DATOS

Diagrama de Entidad Atributo Relación



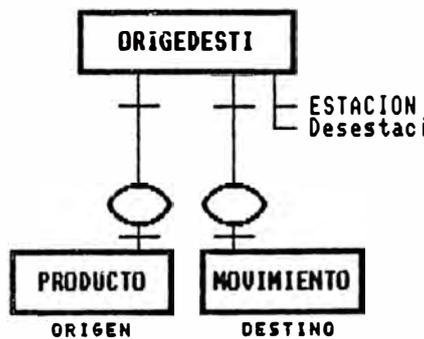
MINERAL CONCENTRADO *****

ELEMENTO PROP. QUIM. PROP. FIS. *****

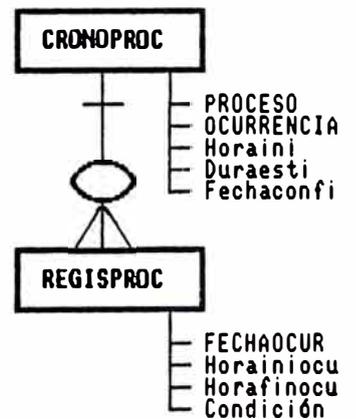
TONELAJE -PRODUCIDO -DESPACHADO -STOCK *****

CALIDADES -LEYES -HUMEDAD *****

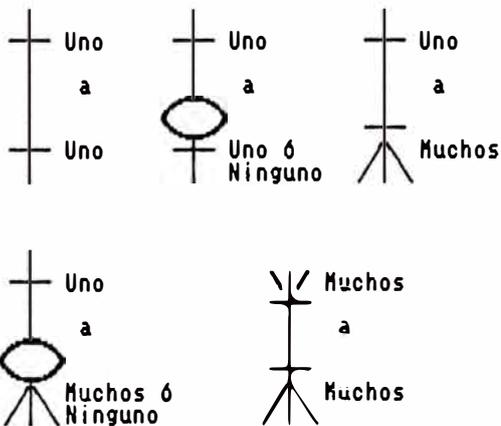
Tabla de Estaciones



Tablas de Control de Operación Autónoma



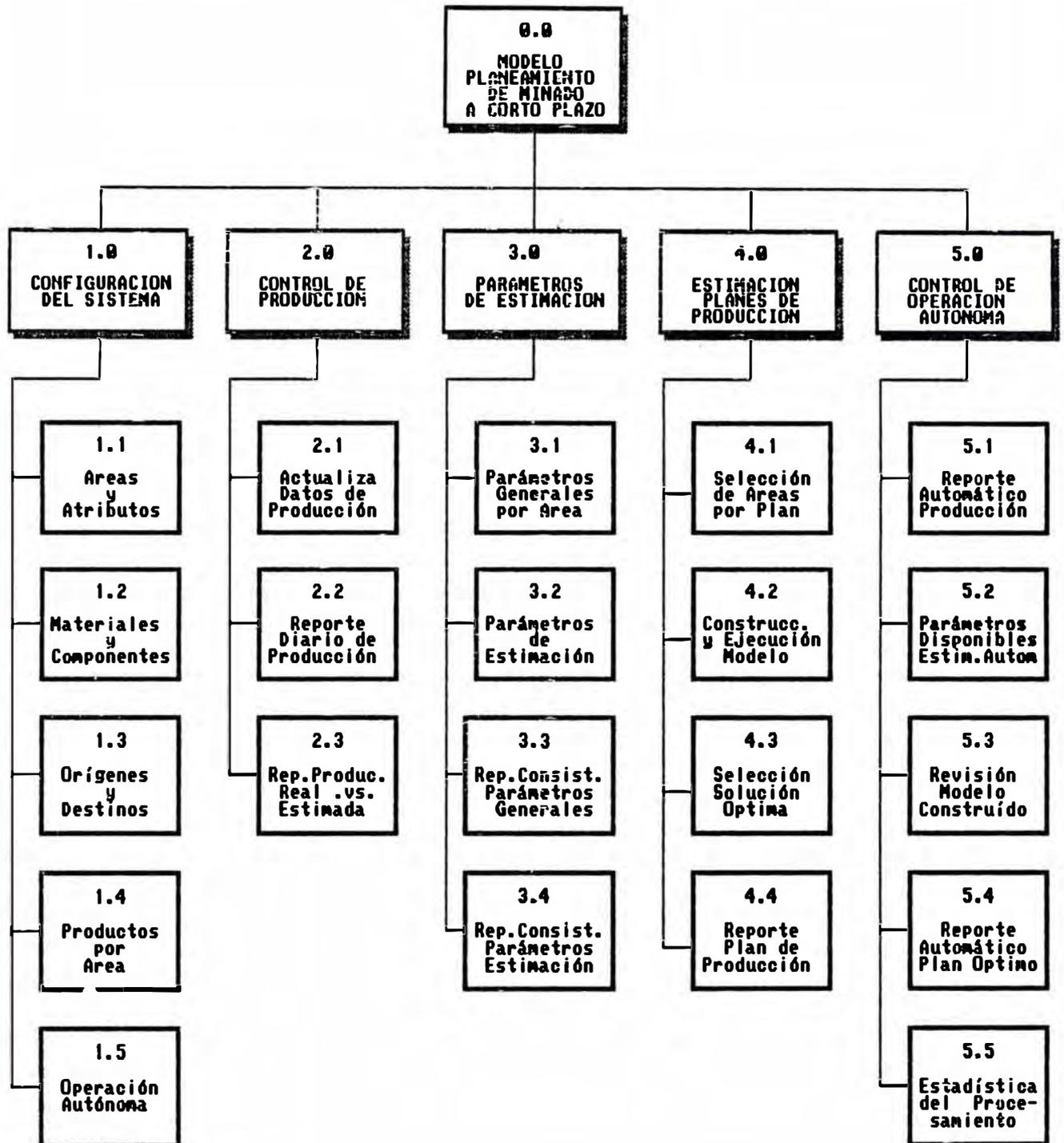
Cardinalidad de Relaciones entre Entidades



Atributos en MAYUSCULA forman la CLAVE de la Entidad

4.4.3. ESTRUCTURA DEL SISTEMA

Diagrama de Descomposición Funcional



- Cronograma de Procesamiento
- Parámetros Requeridos
- Periodos de Vigencia

Nomenclatura de Módulos :
 "PLAN" + [# módulo * 1000]
 PLAN2100 = "Actualiza Datos de Producción"

4.4.4. TABLAS NORMALIZADAS DEL SISTEMA

CUADRO DE TABLAS RELACIONALES

ENTIDAD	ATRIBUTO	TYPE	LENGTH	DECI	PICT	DESCRIPCION	EJEMPLOS			
MATERIAL	MATERIAL	C	6	0	@	Código del material	MPBZN	MCUAG	CPBAG	CZN
	DESMATE	C	30	0	@	Descripción del material	Mral.Pb-Zn	Mral.Cu-Ag	Conc.Pb-Ag	Conc.Zn
	TIPOMATE	C	3	0	@	Tipo del material	Sulfuro	Oxido	Contam	Limplo
	UNIDMATE	C	5	0	@	Unidad del material	TMS	TMS	TMS	TMS
MATECALI	COMPONENTE	C	6	0	@	Componente del material	PB	AG	SB	ZN
	DESCOMPO	C	15	0	@	Descripción componente	Plomo	Plata	Antimonio	Zinc
	TIPOCOMPO	C	3	0	@	Tipo del componente	Mena	Mena	Ganga	Mena
	UNIDCOMPO	C	5	0	@	Unidad del componente	%	GR/TM	%	%
AREA	AREA	C	6	0	@	Código del material	MI0000	MI0100	CO0000	TANW00
	DESAREA	C	30	0	@	Descripción del área	Dpto Mina	Sec 1 Mina	Dpto.Conc.	Sec NW Tajo
AREATRIB	ATRIBUTO	C	6	0	@	Código del atributo	NSEC	METOEX	CAPCON	TALUD
	DESATRIB	C	30	0	@	Descripción del atributo	N.Secciones	Met.Explo.	Cap.Conce	Talud NW Tajo
	VALORTRIB	C	10	0	@	Valor del atributo	5	UCF	6000	47
PARAMGEN	PARAMGEN	C	6	0	@	Código parámetro general	CFIJO\$	CFIJSEC	MAQUIL	NPALAS
	CATEGORIA	C	1	0	@	Categoría del parámetro	C (costo)	C	P (precio)	A (activo)
	FECHAPARG	C	4	0	9999	Fecha de actualización	9408	9501	9501	9302
	VALORPARG	C	10	0	@	Valor del parámetro	850700	48000	80	2
PRODUCTO	AREA	C	6	0	@	Código del area	MI0000	MI0100	CO0000	TANW00
	MATERIAL	C	6	0	@	Código del material	MPBZN	MCUAG	CPBAG	MPBZN
	ORIGEN	C	3	0	@	Estación de origen	100	100	400	200
	UNIDPRO	C	5	0	@	Unidad del producto	TMS	TMS	KGS	TMS

ENTIDAD	ATRIBUTO	TYPE	LENGTH	DECI	PICT	DESCRIPCION	EJEMPLOS			
MOVIMIENTO	FECHAMOVI	C	6	0	999999	Fecha de movimiento	950215	950215	950130	941227
	PERIOMOVI	C	2	0	@!	Periodo del movimiento	D	D	M	D
	DESTINO	C	3	0	@!	Estación de destino	200	200	600	200
	TIPOMOVI	C	1	0	@!	Tipo de movimiento	P	P	D	P
	TONMOVI	N	8	3	9999.999	Tonelaje del movimiento	1500	500	280	4300
MOVICALI	COMPONENTE	C	6	0	@!	Componente del material	PB	AG	SB	ZN
	VALMOVICAL	N	8	3	9999.999	Valor del componente	9.35	187	0.65	7.84
SELECCION	FECHASELE	C	6	0	999999	Fecha de selección	950301	950301	950201	941024
	PERIOSELE	C	2	0	@!	Periodo de selección	M	M	M	S
	TONSELE	N	8	3	9999.999	Tonelaje de selección	25400	14300	870	43600
SELECALI	COMPONENTE	C	6	0	@!	Componente del material	PB	AG	SB	ZN
	VALSELECAL	N	8	3	9999.999	Valor Compo. selección	9.2	170	0.7	8
ESTIMADO	FECHAESTI	C	6	0	999999	Fecha de estimación	950401	950401	950401	950401
	PERIOESTI	C	2	0	@!	Periodo que se estima	M	M	M	S
	TONESTI	N	8	3	9999.999	Tonelaje estimado	25400	14300	870	43600
ESTICALI	COMPONENTE	C	6	0	@!	Componente del material	PB	AG	SB	ZN
	VALESTICAL	N	8	3	9999.999	Valor Compo. estimación	9.25	178	0.65	8.35
PARAMESTI	PARAMESTI	C	6	0	@!	Parámetro de estimación	CVAR\$	CU	AS	FTOP
	FECHAPARAM	C	6	0	999999	Fecha actualz. parámetro	950301	950401	940812	950401
	PERIOPARAM	C	2	0	@!	Periodo aplic. parámetro	D	D	M	S
	VALPARAM	N	8	3	9999.999	Valor del parámetro	9.4	1.2	0.05	0.45
ORIGEDESTI	ESTACION	C	3	0	999	Código de la estación	100	200	400	420
	DESESTACI	C	30	0	@!	Descripción de la estación	Mina	Concent.	Fund. A	Fund. B

129

4.5. OPERACIÓN AUTÓNOMA DEL SISTEMA

Esta modalidad es particularmente interesante porque incorpora criterios de **Diseño de Software en Tiempo Real**, es decir sistemas "en vivo" como los usados en Ingeniería de Control de Procesos. Este tipo de software permiten captar datos de sistemas en el mundo real en el instante en que se generan y actuar inmediatamente a fin de mantener el curso de las actividades o corregir desviaciones respecto a lo programado. Su aplicación mas importante es procesos automatizados de manufactura, control de tráfico aéreo y terrestre, etc.

En nuestro caso se aplica para lograr una operación autónoma del sistema de información. El escenario a lograr sería el siguiente:

- 1) Inicialmente se configura el Sistema para operación autónoma, fijando el cronograma de procesamiento de módulos seleccionados del sistema, los parámetros mínimo indispensables para la construcción del modelo, y los períodos de vigencia de tales parámetros antes de actualizarlos. El cronograma puede considerar las horas de media guardia y cambio de turno, tanto en Tajo, Mina ó Planta Concentradora, o puede considerar controles horarios de producción. Esta configuración se efectúa una vez a la semana o aún en cada día.
- 2) Cada día a primera hora se enciende el computador principal o "file server" de la red, y se activa el modelo computarizado en modo automático para su operación continua durante todo el día.
- 3) La operación automática es tal como se describe en el diagrama 4.5.1. en el cual se ha aplicado aspectos del Método de Diseño DARTS (Design Approach for Real-Time Systems) reseñado por R.Fressman. [PRE92]
 - (a) El sistema continuamente "lee" la hora cronológica que le suministra el software del sistema operativo del computador ("timer" de la pila de la tarjeta madre) y la compara con la siguiente hora de la tabla "cronograma de procesamiento" (detallada en el diagrama 4.5.2). Si aún no son iguales entonces sigue preguntando.
 - (b) Si las horas coinciden, por ejemplo a media guardia, se envía la señal para ejecutar los módulos seleccionados en secuencia, e inmediatamente se envía un mensaje intermitente a la pantalla del computador interrumpiendo cualquier tarea

que esté efectuando el operador, avisándole que es hora de procesar el control de producción y reajuste del programa de producción para el turno de trabajo. En ese instante el sistema inicializa una variable "*timer*" interna para monitoreo del tiempo de ejecución de cada tarea.

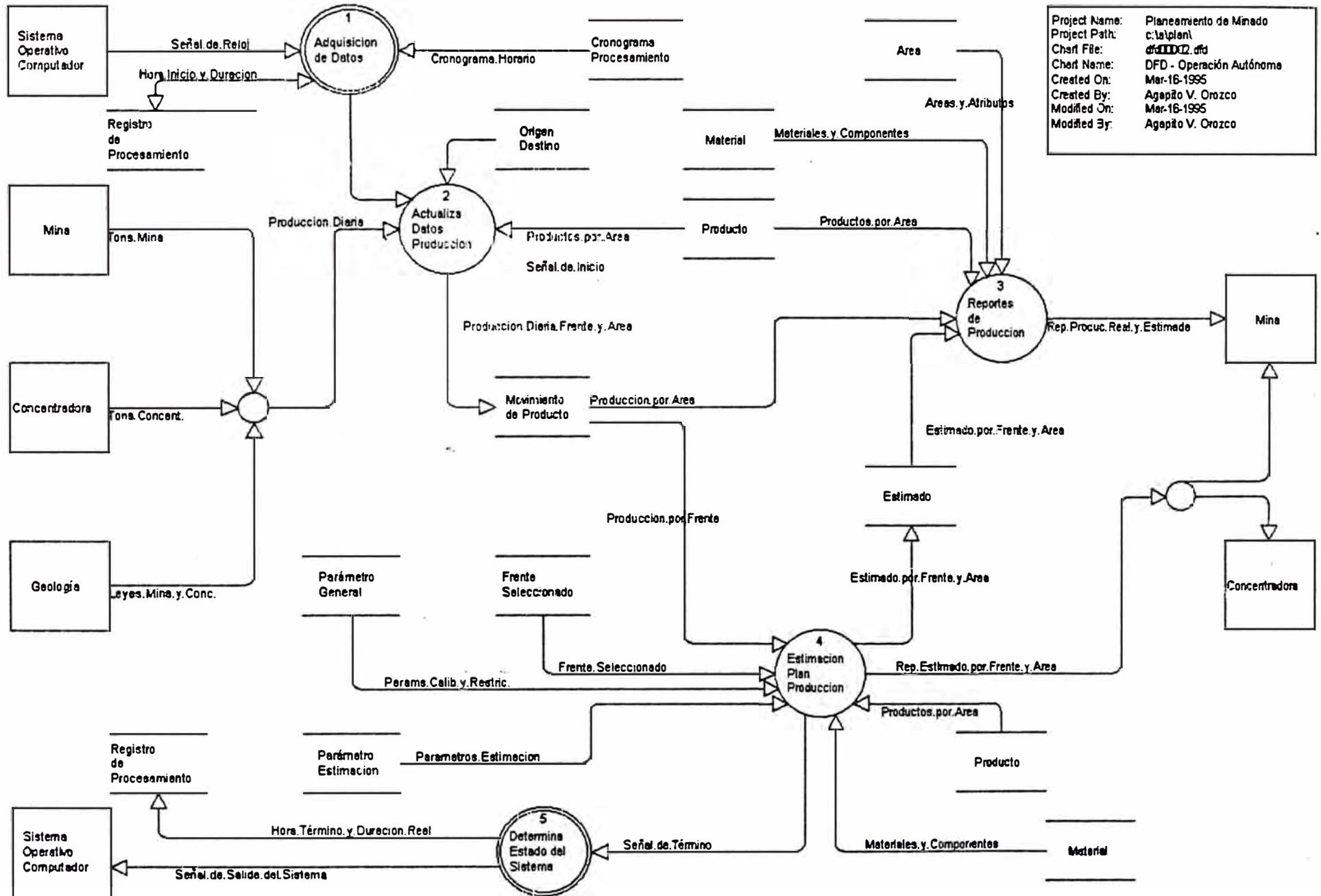
- (c) El primer módulo de "Actualización de Datos de Producción" solicita al operador que ingrese los datos respectivos a la primera media guardia, reales o estimados. Una vez concluido el operador señala mediante una tecla función que ya concluyó, y el Sistema ejecuta los otros dos módulos (3 y 4) sin intervención del usuario. De este modo proporciona al usuario un "Reporte de Producción" actualizado comparando la producción real versus el estimado anterior a fin de indicar los porcentajes de cumplimiento por frente o sección. Luego emite el nuevo estimado óptimo de producción, el cual incluye las medidas correctivas para lograr el objetivo de producción.
 - (d) Si el operador no responde dentro de un tiempo prefijado ("proceso *timed out* por tener la hora del *timer* mayor que el *estándar*") el Sistema automáticamente cancela el primer módulo de "Actualización" y pasa a los otros dos módulos "Reporte de Producción" y "Estimación de Plan Optimo de Producción" tomando la información disponible y consistenciada a ese momento.
 - (e) Finalmente el Sistema registra la información de control en la tabla de registro de procesamiento y devuelve el control al software de sistema operativo para un nuevo ciclo.
- 4) Si el operador lo desea puede pasar a operación manual del Sistema. Una vez allí puede verificar los datos utilizados y los reportes generados automáticamente, a través del Sub-Sistema "Control de Operación Autónoma". Si lo cree conveniente puede reconfigurar la operación autónoma mediante el módulo respectivo.

El propósito evidente de este procedimiento es proporcionar continuamente al Supervisor de Producción una herramienta que permita medir el avance y efectuar las medidas correctivas en las operaciones mineras. Se adjuntan los diagramas correspondientes al Modelo de Procesos y la Tabla Normalizada de control de procesamiento autónomo, que complementan a las especificaciones dadas en la sección 4.4.

4.5.1. MODELO DE PROCESOS - OPERACIÓN AUTÓNOMA

Diagrama de Flujo de Datos - Nivel 1

132



4.5.2. TABLAS NORMALIZADAS DEL SISTEMA (Complemento)

CONTROL DE LA OPERACION AUTONOMA

ENTIDAD	ATRIBUTO	TYPE	LENGTH	DECI	PICT	DESCRIPCION	EJEMPLOS			
CRONOPROC	PROCESO	C	10	0	@!	Proceso automático	PLAN2100	PLAN2300	PLAN4400	
	OCURRENCIA	C	2	0	@!	Ocurrencia en un día	1	2	8	
	HORAINI	C	8	0	99:99:99	Hora de inicio	8:00:00	12:00:00	20:00:00	
	DURAESTI	C	8	0	99:99:99	Duración estimada	0:10:00	0:05:00	0:05:00	
	FECHACONFI	C	6	0	999999	Fecha configuración	941001	941201	941201	
REGISPROC	FECHAOCUR	C	6	0	999999	Fecha ocurrencia	950302	950302	950302	950302
	HORAINIOCU	C	8	0	99:99:99	Hora de inicio ocurrencia	8:03:10	12:07:23	20:01:10	18:13:05
	HORAFINOCU	C	8	0	99:99:99	Hora de fin ocurrencia	8:15:35	12:11:46	20:07:03	18:20:17
	CONDICION	C	1	0	@!	Cond. término proceso	0 (Ok)	1 (Timeout)	3 (Error)	2 (Warning)

4.6. CONSIDERACIONES DE DISEÑO COMPUTACIONAL

El diseño computacional de sistemas en tiempo real es generalmente más complicado que para otras categorías de software, y enfrenta al ingeniero con difíciles decisiones de hardware y software con la finalidad de lograr un producto que hace especial demanda de fiabilidad, reinicialización y recuperación de fallas. Hay circunstancias en que es intolerable la pérdida de monitorización o control (p.ej. un sistema de tráfico aéreo). Sin embargo en nuestro caso el impacto de tal falla es menor, pues se afecta sólo el tiempo de toma de decisiones del Supervisor. Otra condición muy diferente sería con un sistema en tiempo real para el control automático de carga y transporte de mineral.

Se ha bosquejado el Sistema deseado en el **Diagrama de Arquitectura de Cómputo** adjunto, con las siguientes características básicas, para su implementación en un campamento minero:

- Red local de datos, conectando a las áreas de producción.
- Construcción del sistema con elementos redundantes y de buena calidad, para asegurar la confiabilidad y disponibilidad efectiva al 99%.

Software de sistema operativo multitarea y multiusuario, tal como UNIX ó Windows NT.

Lenguaje de programación C++ para el desarrollo del sistema de control del sistema en tiempo real (otras alternativas pueden ser Visual Basic ó Visual C++).

- Manejador de base de datos relacional, con capacidad de mantener una base de datos distribuida (por razones de seguridad) y que interactúe con módulos programados en C++.

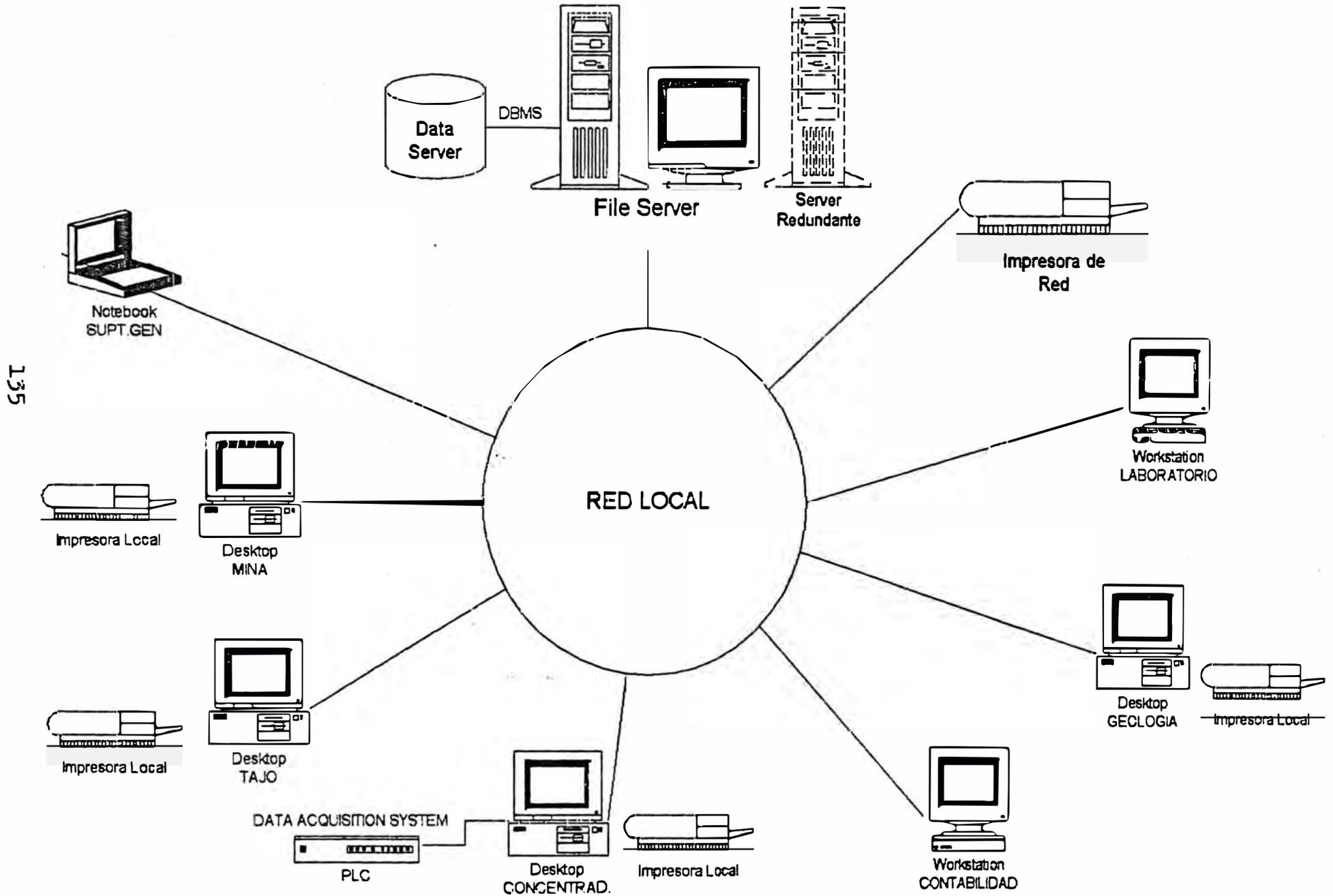
Software de solución de problemas de programación matemática, tal como LINDO (para DOS ó UNIX), AIMMS (para Windows) o similares.

Debido a las condiciones atmosféricas reinantes en las minas peruanas, las características físicas de la Red incluirán el uso de cables telefónicos blindados o cable coaxial, de instalación aérea con canastilla portante; asimismo se deberá suministrar energía eléctrica con fluctuaciones mínimas y protección de línea de tierra, además del sistema de pararrayos.

Con tales características de arquitectura de cómputo es posible lograr una operación altamente confiable durante las 24 horas por día y los 365 días del año.

4.6.

DIAGRAMA DE ARQUITECTURA DE COMPUTO



135

CAPITULO 5

APLICACIÓN DEL MODELO EN LA MINA ANDAYCHAGUA DE CENTROMIN

5.1. DEFINICIÓN DEL PROBLEMA

5.1.1. ANTECEDENTES DE LA UNIDAD DE PRODUCCIÓN ANDAYCHAGUA

La Veta Andaychagua de Centromín Perú S.A. forma parte del distrito minero San Cristóbal. Fue explotada por mineral de plata en forma sistemática a partir de 1952 como parte de la U.P. San Cristóbal hasta 1987, fecha desde la cual opera en forma independiente después de realizar una inversión de US\$ 42 millones. Junto con la preparación de la mina, se construyó una planta concentradora de 1,000 TCS/día. Para el cálculo de los ingresos se consideró un precio de la plata de US\$/oz 12.

Al no haberse concluido completamente la preparación de la mina y la construcción de la planta de relleno, según el diseño inicial del Proyecto, se originó un desfase de las operaciones mineras y como consecuencia la producción no alcanzó a copar la capacidad de diseño de la planta concentradora. Para aliviar el problema se empezó a cubrir la deficiencia mediante la extracción de mineral de los Tajos Toldorruni y Santa Agueda, cedidos temporalmente por la U.P. San Cristóbal.

Los resultados económicos de gestión de la Unidad han sido negativos, siendo los principales factores: bajo nivel de producción, intereses altos por los préstamos efectuados para el proyecto y la alta depreciación. Hasta el año 1992 los intereses oscilaban entre los 8 y 14 US\$/ t, reduciéndose desde fines de 1993 al haber asumido el Estado el 80% de la deuda a largo plazo.

La Mina Subterránea está dividida en 4 secciones: Zona I (Block Caving), Zonas II y III (con mineral rico) y Zona IV (actualmente en desarrollo y preparación). La explotación se concentra en las Zonas II y III mediante Under Cut & Fill y minado sin rieles.

RESULTADOS ECONÓMICOS

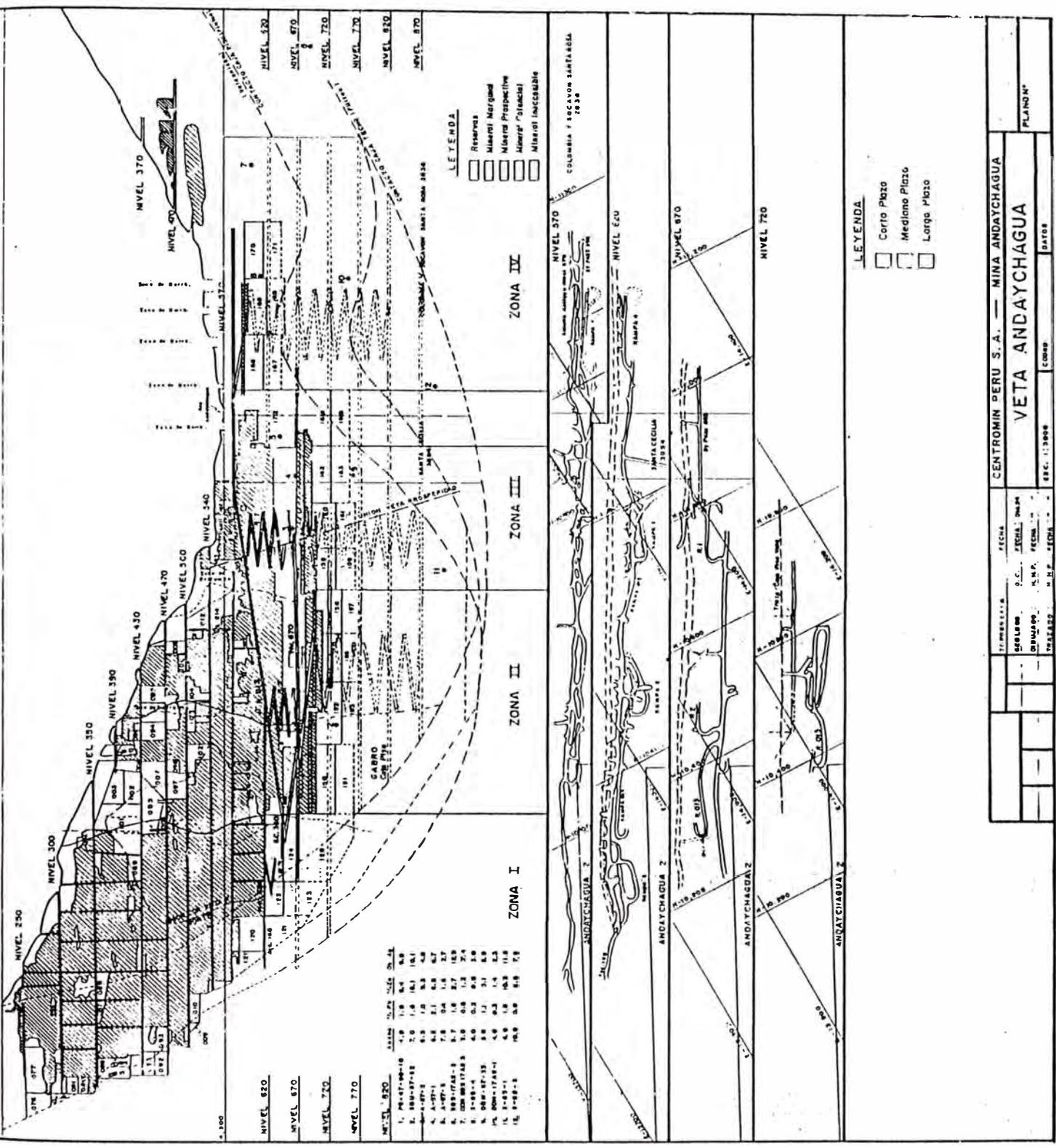
RUBRO	1990	1991	1992	1993
Mina (t/mes)	16 789	18 101	14 713	13 555
Tajo (t/mes)	7 219	8 145	5 297	9 489
Total (t/mes)	24 008	26 246	20 010	23 044
Util.(Perd.) US\$/t	(32.25)	(32.48)	(26.49)	(29.14)

El bajo nivel de producción de mina subterránea se debe a:

- Dependencia de una sola estructura mineralizada, que es la Veta Andaychagua.
- Deficiente drenaje de agua de mina, especialmente en Zonas II y III.
- Baja disponibilidad de equipos para el minado subterráneo, incluyendo el sistema de extracción del mineral.
- Deficiencias en el suministro de relleno cementado requerido por la explotación mediante corte y relleno descendente, con lozas cementadas.
- Falta de frente de explotación en mina subterránea por retrasos en la preparación y desarrollo.
- Altos costos de minería.

En Enero de 1994 la Gerencia General dispuso la revisión del planeamiento considerando para tal efecto: revertir las pérdidas proyectadas por el plan operativo de Andaychagua de US\$ 6.9 millones a una utilidad de US\$ 1.1 millones; incrementar la producción a 36,000 t/mes; ingresar a trabajar en la mina a zonas de menor costo de explotación; ampliar la producción de los tajos abiertos y llegar a capacidad instalada de planta.

Luego de las acciones llevadas a cabo para tal fin, los resultados logrados al mes de Agosto 1994 muestran que la producción se ha incrementado en un 24% respecto al promedio de 1993 y la proyección a fin de año estaría en un 9 % encima del objetivo inicial de 27,060 t/mes. A julio de 1994 el resultado acumulado del año arrojaba una pérdida de US\$ 840 mil. Sin embargo ya desde el mes de mayo 1994 se empezaron a cobrar utilidades, de modo que al cierre de año se espera disminuir la pérdida de US\$ 8'064,000 obtenida en 1993 a US\$ 774,000, habiendo contribuido positivamente a ello las utilidades logradas en la mina central y el Tajo Santa Agueda.



LEYENDA

- Reserva
- Mineral Marginal
- Mineral Prospective
- Mineral "Estancia"
- Mineral Inaccesible

LEYENDA

- Corto Plazo
- Mediano Plazo
- Largo Plazo

NIVEL	RESERVA	MINERAL MARGINAL	MINERAL PROSPECTIVO	MINERAL ESTANCIA	MINERAL INACCESIBLE
NIVEL 250	1.100	1.100	1.100	1.100	1.100
NIVEL 300	1.100	1.100	1.100	1.100	1.100
NIVEL 350	1.100	1.100	1.100	1.100	1.100
NIVEL 400	1.100	1.100	1.100	1.100	1.100
NIVEL 450	1.100	1.100	1.100	1.100	1.100
NIVEL 500	1.100	1.100	1.100	1.100	1.100
NIVEL 550	1.100	1.100	1.100	1.100	1.100
NIVEL 600	1.100	1.100	1.100	1.100	1.100
NIVEL 650	1.100	1.100	1.100	1.100	1.100
NIVEL 700	1.100	1.100	1.100	1.100	1.100
NIVEL 750	1.100	1.100	1.100	1.100	1.100
NIVEL 800	1.100	1.100	1.100	1.100	1.100
NIVEL 850	1.100	1.100	1.100	1.100	1.100
NIVEL 870	1.100	1.100	1.100	1.100	1.100

CENTROMIN PERU S.A. — MINA ANDAYCHAGUA		PLANO N°
VETA ANDAYCHAGUA		
ESC. 1:3000	COMP.	DATOS
FECHA	FECHA	FECHA
ELABORADO	REVISADO	APROBADO
ELABORADO	REVISADO	APROBADO

En Setiembre 1994, a fin de mejorar la rentabilidad de la Unidad, se efectuó un análisis de corto y mediano plazo para la optimización de la producción, con el fin de hallar la combinación adecuada de mineral de la mina subterránea y de los tajos abiertos [CP94A]. En dicho análisis se han evaluado tres escenarios alternativos:

- Producción exclusiva de Veta Andaychagua
- Producción exclusiva de los Tajos Toldorrumi y Santa Agueda
- Producción combinada Mina Subterránea - Tajos

Se ha determinado que la mayor rentabilidad de la Unidad se logra mediante la explotación combinada de Mina Subterránea (44% de la producción total) y de Tajos Abiertos (56%). Esta alternativa es favorecida por la sinergia que ocurre en el tratamiento metalúrgico de los tajos con la producción subterránea, obteniendo por ello un mayor nivel de ingresos: en Toldorrumi se logra recuperar los bajos contenidos de plomo-plata y en Santa Agueda se mejora la recuperación de plata que se perderían al tratarse en forma independiente. Según el Inventario de Reservas 1994 en la Veta Andaychagua las concentraciones altas de zinc van acompañadas de arsenopirita en cantidad significativa. La mezcla con los minerales de ambos Tajos permite la obtener la mineralogía mas apropiada al diseño de los circuitos de la concentradora.

Según la "Evaluación Económica Plan Operativo 1995 - U.P.Andaychagua" [CP94B] se ha considerado asimismo ingresar a otras áreas nuevas de explotación, tal como la Veta Nueva Esperanza. De este modo se da un respiro a la Mina Principal, a fin de solucionar el problema del drenaje mediante la construcción del Túnel Callapampa y completar el desarrollo y preparación de nuevos frentes de explotación.

En el largo plazo, el carácter geológico del distrito minero Morococha-San Cristóbal-Andaychagua permite definir la zona como potencialmente rica en minerales de tungsteno, cobre, zinc y plata, evidenciando una gran cantidad de estructuras mineralizadas, que amerita realizar una exploración agresiva de la parte central del Domo de Yauli (Prosperidad, Milagros, San Nicolás y Oyama-Triunfo) hasta los flancos noreste y sureste (Tincocancha y Suitucancha). Esto nos permitirá ubicar reservas que justifiquen inversiones para una mayor escala de producción, teniendo en consideración que a la fecha las áreas explotadas son significativamente menores al potencial, condiciones que favorecen a Andaychagua por su ubicación estratégica.

EVALUACIÓN ECONÓMICA ESTIMADA 1,995 - U.P. ANDAYCHAGUA

RUBROS	En Miles US\$												TOTAL
	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	OCT	NOV	DIC	
	33,000	33,000	33,000	33,000	33,000	33,000	36,000	36,000	36,000	36,000	36,000	36,000	34,500
1.- VALOR DE PRODUCCION													
Concentrado Pb	531	531	531	531	531	531	562	562	562	562	562	562	6,560
Concentrado Zn	950	950	950	950	950	950	1,006	1,006	1,006	1,006	1,006	1,006	11,736
Total Valor Producc.	1,481	1,481	1,481	1,481	1,481	1,481	1,568	1,568	1,568	1,568	1,568	1,568	18,296
2.- COSTOS PRODUCCION													
Mineria	604	604	604	604	604	604	640	640	640	640	640	640	7,464
Desarro/Nuevos Proyectos	65	80	80	80	80	80	65	50	50	50	32	32	738
Concentracion	167	167	167	167	167	167	176	176	176	176	176	176	2,061
Fletes	15	15	15	15	15	15	16	16	16	16	16	16	182
Depreciacion	183	183	183	183	183	183	183	183	183	183	183	183	2,193
Indemnizacion	16	16	16	16	16	16	16	16	16	16	16	16	192
Total Unidad	1,050	1,065	1,065	1,065	1,065	1,065	1,095	1,080	1,080	1,080	1,062	1,062	12,830
UTIL. PERD. BRUTA	431	416	416	416	416	416	474	439	489	489	507	507	5,466
3.- GASTOS OPERACION													
GIO Campo JOroya	155	155	155	155	155	155	155	155	155	155	155	155	1,855
Total Gas. Operac.	155	155	155	155	155	155	155	155	155	155	155	155	1,855
UTILIDAD OPERATIVA	277	262	262	262	262	262	319	334	334	334	352	352	3,611
4.- OTROS INGRE/EGRESO													
Gasto de Ventas	35	35	35	35	35	35	35	35	35	35	35	35	415
Gastos Administ.	22	22	22	22	22	22	22	22	22	22	22	22	259
Inter.Cap. Trabajo	23	23	23	23	23	23	24	24	24	24	23	23	283
Inter.Pres.Proy.	33	33	33	33	33	33	33	33	33	33	33	33	394
TOTAL OTR.ING.EGR.	112	112	112	112	112	112	113	113	113	113	112	112	1,351
COSTO TOTAL	1,316	1,332	1,332	1,332	1,332	1,332	1,363	1,347	1,347	1,347	1,329	1,329	16,036
UTIL. PERD. NETA	165	149	149	149	149	149	206	221	221	221	249	249	2,269
- PARTICIP. LABORAL													(181)
- IMPUESTOS													(624)
+ DEPRECIACION	183	183	183	183	183	183	183	183	183	183	183	183	2,193
INVERSION	(75)	(75)	(75)	(85)	(85)	(116)	(181)	(181)	(181)	(183)	(164)	(139)	(1,541)
FLUJO NETO	273	257	257	247	247	216	207	223	223	221	258	283	2,308

RESULTADOS ECONOMICOS UNITARIOS - ESTIMADO 1,995 - U.P. ANDAYCHAGUA

RUBROS	En US\$/t												TOTAL 2,003 34,500
	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	OCT	NOV	DIC	
	1,995	1,996	1,997	1,998	1,999	2,000	2,001	2,002					
1.- VALOR DE PRODUCCION													
Concentrado Zn	28.8	28.8	28.8	28.8	28.8	28.8	27.9	27.9	27.9	27.9	27.9	27.9	28.3
Total Valor Producc.	44.9	44.9	44.9	44.9	44.9	44.9	43.6	43.6	43.6	43.6	43.6	43.6	44.2
2.- COSTOS PRODUCCION													
Mineria	18.3	18.3	18.3	18.3	18.3	18.3	17.8	17.8	17.8	17.8	17.8	17.8	18.0
Desarro./Nuevos Proyectos	2.0	2.4	2.4	2.4	2.4	2.4	1.8	1.4	1.4	1.4	0.9	0.9	1.8
Concentracion	5.1	5.1	5.1	5.1	5.1	5.1	4.9	4.9	4.9	4.9	4.9	4.9	5.0
Fletes	0.4	0.4	0.4	0.4	0.4	0.4	0.4	0.4	0.4	0.4	0.4	0.4	0.4
Depreciacion	5.5	5.5	5.5	5.5	5.5	5.5	5.1	5.1	5.1	5.1	5.1	5.1	5.3
Indemnizacion	0.5	0.5	0.5	0.5	0.5	0.5	0.4	0.4	0.4	0.4	0.4	0.4	0.5
Total Unidad	31.8	32.3	32.3	32.3	32.3	32.3	30.4	30.0	30.0	30.0	29.5	29.5	31.0
UTIL PERD BRUTA	13.1	12.6	12.6	12.6	12.6	12.6	13.2	13.6	13.6	13.6	14.1	14.1	13.2
3.- GASTOS OPERACION													
G/O Campo JOraya	4.7	4.7	4.7	4.7	4.7	4.7	4.3	4.3	4.3	4.3	4.3	4.3	4.5
Total Gas. Operac.	4.7	4.7	4.7	4.7	4.7	4.7	4.3	4.3	4.3	4.3	4.3	4.3	4.5
UTILIDAD OPERATIVA	8.4	7.9	7.9	7.9	7.9	7.9	8.9	9.3	9.3	9.3	9.8	9.8	8.7
4.- OTROS INGRE/EGRESO													
Gasto de Ventas	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0
Gastos Administ.	0.7	0.7	0.7	0.7	0.7	0.7	0.6	0.6	0.6	0.6	0.6	0.6	0.6
Inter.Cap. Trabajo	0.7	0.7	0.7	0.7	0.7	0.7	0.7	0.7	0.7	0.7	0.7	0.7	0.7
Inter.Pres.Proy.	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	0.9	0.9	0.9	0.9	0.9	0.9	1.0
TOTAL OTR.INGEGR.	3.4	3.4	3.4	3.4	3.4	3.4	3.1	3.1	3.1	3.1	3.1	3.1	3.3
COSTO TOTAL	39.9	40.4	40.4	40.4	40.4	40.4	37.8	37.4	37.4	37.4	36.9	36.9	38.7
UTIL PERD NETA	5.0	4.5	4.5	4.5	4.5	4.5	5.7	6.1	6.1	6.1	6.7	6.7	5.5

5.1.2. OBJETIVO DE LA MODELIZACIÓN

En Octubre 1994 la Superintendencia General de la U.P.Andaychagua solicitó a la Dirección de Informática Operaciones la aplicación del Modelo con el fin de complementar el análisis de sensibilidad del "Plan Operativo 1995", examinando varias alternativas que tomen en cuenta la priorización de ciertas metas del Plan, el cual corresponde a la categoría de planeamiento táctico.

El estudio fue realizado por el suscrito, en su calidad de Analista Senior de Sistemas. En Diciembre 1994 se presentó el informe respectivo mediante el memorándum DIO-345/94. Este documento ha sido la base para la elaboración del presente capítulo. [ORO94].

5.1.3. METODOLOGÍA DE TRABAJO

En coordinación con los ingenieros de la U.P.Andaychagua, se delineó la siguiente metodología para la construcción del Modelo de Mezclas para esta Unidad:

- **Configuración Inicial del Modelo**
 - revisión general de características geológicas, mineras y metalúrgicas del campamento,
 - número y descripción de metales económicos y contaminantes de la mena,
 - número y descripción de secciones mina, métodos de explotación y etapas,
 - promedios de tonelajes y leyes de producción, costos y contribución por secciones y por período de planeamiento,
 - capacidad de planta, circuitos y límites deseables de alimentación,
 - costos fijos del campamento (GIC's).
- **Actualización de los Parámetros de Calibración y de las Restricciones**
- **Inicialización de los Parámetros del Plan de Producción**
- **Corrida del Plan Anual de Producción**
- **Revisión y nueva corrida del Plan**

Para ello se revisó la siguiente información proporcionada por las áreas de Superintendencia General, Geología, Concentradora, Minas y Laboratorio Analítico:

- "Inventario de Reservas de Minerales 1994". Marzo 1994
- "Análisis Económico de la U.P.Andaychagua". Enero 1994
- "Evaluación Económica Plan Operativo 1995. U.P.Andaychagua". Octubre 1994
- "Carta Mensual U.P.Andaychagua". Setiembre 1994
- "Resultado Económico Mensual U.P.Andaychagua", de Enero a Setiembre 1994 (información extraída del Sistema SIOROYA).
- "Diagnóstico y Proyecciones a Mediano y Largo Plazo - U.P.Andaychagua", preparado por la Gerencia de Operaciones Mineras en Setiembre 1994.

Asimismo en compañía de los Geólogos se efectuó una visita a las labores de Mina y Tajo de la U.P.Andaychagua, para tener una visión general de la operación minera. Se tomaron en cuenta las observaciones de los Jefes de Departamento de las áreas involucradas. Se efectuó un somero análisis estadístico de los parámetros requeridos para determinar los coeficientes de estandarización de magnitudes y priorización de cada meta en la función objetivo.

En cuanto a los límites metalúrgicos estos fueron proporcionados por los Ingenieros de Planta Concentradora, B.Cáceres y M.Egúsqiza, consistente en los rangos de leyes de alimentación del mineral de cabeza, tanto en Pb, Zn, Ag como en los contaminantes As, Fe y Sb. En general se tomaron en cuenta los ensayos libres de penalización para As, Fe y Sb en los concentrados de plomo y zinc, antes que en el mineral de cabeza, especialmente en el caso del arsénico, el cual afecta mas a la valorización de los concentrados de zinc. Esto se debe a que la composición molecular de los minerales de mena incluyen tales elementos contaminantes, es decir que no es posible su separación mediante la operación de flotación. Esta se logra recién durante el proceso de fusión en los hornos de Fundición Oroya. Por tanto, la única medida posible es aminorar su presencia mediante un blending adecuado de mineral de cabeza.

LIMITES DE CONTAMINANTES EN EL MINERAL DE CABEZA

CONTAM.	LIMITE MAX.	EFFECTOS SOBRE EL PRODUCTO
%As	0.50	Penaliza notoriamente el concentrado de zinc sobre 0.35 %As, y el concentrado de plomo sobre 0.50 %As
%Fe	13.0	Desplaza Ag al circuito de zinc, afectando su recuperación en el concentrado de plomo. Penaliza el concentrado de zinc sobre 9.50 %Fe
%Sb	0.30	Penaliza el concentrado de plomo, a partir de 0.30 %Sb

%PbOx	8% de la ley de Pb	
%ZnOx	1.5% de la ley de Zn	
%Cu ⁺⁺ iónico	0.10 (menor que 6 mg/lit)	Si está presente a la entrada del circuito de plomo, activa al zinc, contaminando el concentrado de plomo que se penaliza encima de 4.50 %Zn.

Actualmente no se ensaya por As, Sb y Fe en cada muestra de mineral de frentes de explotación, salvo cuando se hacen pruebas metalúrgicas especiales ó en el compósito del mineral de cabeza. Por ello se han considerado los valores obtenidos en estudios geológicos anteriores, cuyos resultados están consignados en el Inventario de Reservas. Es recomendable ensayar por %As y %Fe las muestras geológicas para lograr un mejor control del mineral de cabeza. Esta medida cubre el mayor costo por ensaye, que es el doble para %As comparado con el ensaye de %Pb, según información del Ing. F. Muñoz, Supervisor de Laboratorio Analítico de Andaychagua.

En cuanto a otros contaminantes como: ion cobre, óxido de plomo y óxido de zinc, no es posible considerarlos en la modelización porque no existen ensayos del mineral de cabeza respecto a estos contaminantes, a pesar de su efecto negativo en los circuitos de flotación.

5.2. PRUEBA DE LA HIPÓTESIS CENTRAL

En los siguientes acápite se logra demostrar la mayoría de los planteamientos de la Hipótesis Central enunciada en la sección 2.6.8., con excepción de lo concerniente a la solución computacional completa.

5.2.1. PLANTEAMIENTO DE ALTERNATIVAS

Se diseñaron tres corridas del modelo:

Corrida Estándar: sin prioridades, para validar el Modelo.

- Alternativa 1: priorizando la utilidad bruta y la contribución por área de producción.
- Alternativa 2: priorizando la utilidad bruta, reduciendo el descreme de las zonas ricas.

En las alternativas 1 y 2:

- los coeficientes de la función objetivo incluyen los factores de priorización, además de los coeficientes de estandarización,
- los límites de tonelaje de producción consisten en los objetivos originales (como mínimo) y los tonelajes de reserva operativa (como máximo),
- respecto a la Sección I de Mina no es posible extraer más allá de sus reservas operativas actuales, pues se trata de una labor de hundimiento (block caving) de bajas leyes y con inestabilidad rocosa.

5.2.2. CURVAS DE EVOLUCIÓN DE LA SOLUCIÓN OPTIMA

Estas curvas de contribución bruta .vs. incremento de tonelaje, se han obtenido mediante análisis paramétrico sobre el modelo de programación lineal variando el parámetro DELTA, el cual expresa una eventual violación del límite máximo de extracción por sección (exceptuando el block caving de Zona I). Se intenta responder a las siguientes interrogantes:

- dónde es más conveniente ampliar la producción, si se dispone de más equipo?
- hacia qué área se debe enfocar principalmente la inversión en desarrollo y preparación?

Este análisis paramétrico está sujeto a las condiciones de priorización que se haya considerado en la corrida del modelo.

Los valores considerados para DELTA corresponden a **puntos de inflexión** en la función objetivo al ejecutar el análisis paramétrico con un valor alto, en este caso 10, es decir 10,000 TMS de eventual incremento de tonelaje sobre los objetivos del plan anual. En estos puntos ocurren cambios de pendiente en la evolución de la curva. Se ha elegido una escala logarítmica para las ordenadas con la finalidad de representar allí las variables más importantes, por ello no se aprecian bien los cambios de pendiente.

Los resultados se han tabulado en los cuadros adjuntos, para cada alternativa y por cada punto de inflexión del parámetro DELTA.

PLANEAMIENTO DE MINADO - 1995
OPERACION MENSUAL - U.P. ANDAYCHAGUA

PLANMINAXLS
PARAMETROS PARA EL MODELO DE MEZCLAS

VARIABLE	MEDIA	DESV	TMIN	TMAX	TOBJ	FTOP	PB	ZN	AG	AS	FE	SB	RESV OP	VALCAB	VALCAB	CVar	VAL	CFijo				
					1995	1995												1995	mineral	concent	CVar	\$/año
TOT.UNIDAD	28079	3245	24834	31324	414,000	100.0	0.67	5.30	144.70	0.50	13.00	0.30		45.04	46.42		46.42					
ZONA I	281	94	187	375	3,600	0.9	0.30	3.60	81.00	1.00	12.90	0.04	12,000	28.24	28.70	8.00	20.70	0				
ZONA II	6069	2133	5936	10202	68,500	21.4	0.90	7.20	217.00	1.00	12.90	0.04	176,962	63.37	65.76	22.85	42.91	732,000				
ZONA III	4070	1540	2530	5610	51,700	12.5	0.70	4.90	152.00	1.30	12.20	0.04	49,356	43.65	44.96	22.85	22.11	732,000				
ZONA IV	774	337	437	1111	39,000	9.4	1.30	3.10	263.00	1.30	12.20	0.04	131,560	46.59	48.06	16.00	32.06	0				
MINA SUB.	11951	980	10971	12931	183,000	44.2	0.92	5.60	205.63	1.15	12.55	0.04		53.51	55.36			1,464,000				
TOLDO *	12500	1675	10325	14375	153,000	37.0	0.30	5.30	65.00	0.10	19.00	0.01	103,400	36.00	36.88	7.80	29.08	180,000				
SAGUE *	4000	600	3400	4600	54,000	13.0	0.80	2.80	179.00	0.10	40.00	0.01	63,800	35.08	35.92	7.35	28.57	48,000				
TAJOS					207,000	50.0	0.43	4.65	94.64	0.10	24.46	0.01		35.76	36.63			228,000				
NESPE *	1500	225	1275	1725	24,000	5.8	1.20	7.60	115.00					56.33	58.33	16.00	42.33	0				
OTRAS					24,000																	

* Variación promedio en tonelaje por Zona.

30

** El modelo considera Ag en %

* Variación promedio en tonelaje Mina.

15

(dividir gr/TMS por 10000)

COSTO FIJO (US\$)

GIO's /mes 160,000 42,000 GIO's Estimado año 1995: 1,855,000

FORMULA DE VALORIZACION DE MINERALES

Precios netos promedio Oct. 1994

Plomo (p) 0.2911

Plata (s) 5.0910

Oro (g) 379.7714

Zinc C. (zi) 0.4803

wag = wag / 34.2857193

wval1 = 18.2 * p * (wpb - 0.1) - 2.6 * wpb

wval2 = 0.67 * s * wag

wval3 = 0.0009 * wpb * g

wval4 = wzn * (18.95 * zi - 3.6)

wvalor = wval1 + wval2 + wval3 + wval4 (valores > 0)

ESTIMACION DEL VALOR DEL CONCENTRADO

Por Análisis de Regresión (coef.correl = 0.964)

VCABcon = -1.0821E + 1.05472 * VCABmin

donde VCABmin = wvalor (en US\$ / t)

PARAMETROS DE LAS RESTRICCIONES DEL MODELO

MAXCONT US\$ /año 2,041,000
CAPCONC TMS /mes 36,000 (432,000 TMS /año 1995)
GIO's US\$ /año 1,855,000
CVCon US\$/ TMS 3.39 (c.oper + flete = 2.95+0.44)
CFCon US\$ /año 840,000

M= 3 metales (Pb,Zn,Ag)

K= 3 contaminantes (As,Fa,Sb)

VALORES PARA ANALISIS PARAMETRICO

de e
TONADI= 0.00 10.00 Mtes TMS
MINGIO= 1.00 0.80 sin unidades

Parámetros de la Alternativa 1

VARIABLE					ESTANDAR	META	ALTERNATIVA 1		
	MEDIA	DESV.STD	MINIMO	MAXIMO	Zj		PRIOR	Qj	QQj
Sj					Sj / Smin		Pk	Zj / Pk	Qj / Qmin
PRODUCCION TMS									
TOT.UNIDAD	28079	3245.00	20282	31034	4494.46	M4	1000	4.494	4494
ZONA I	281	94.00	159	386	130.19	M3	1000	0.130	130
ZONA II	8069	2133.00	5143	11381	2954.29	M3	1000	2.954	2954
ZONA III	4070	1540.00	2674	6596	2132.96	M3	1000	2.133	2133
ZONA IV	774	337.00	412	1242	466.76	M3	1000	0.467	467
MINA SUBT.	11951	980.00	10694	13065	1357.34	M3	1000	1.357	1357
TOLDO *	12500	1875.00			2596.95	M3	1000	2.597	2597
SAGUE *	4000	600.00			831.02	M3	1000	0.831	831
TAJOS	16500	2475.00			3427.98	M3	1000	3.428	3428
NESPE *	1500	225.00			311.63	M3	1000	0.312	312
* Variación promedio en tonelaje Mina:			15						
* NESPE se agrupa en OTRAS									
C.MET. TMS									
PB	173	25.00	114	203	34.63	M1	100	0.346	346
ZN	1419	202.00	1164	1750	279.78	M1	100	2.798	2798
AG	3.96	0.72	3	4.831	1.00	M1	100	0.010	10
AS *	253	37.95			52.56	M2	1000	0.053	53
FE *	4212	631.80			875.07	M2	1000	0.875	875
SB *	11	1.65			2.29	M2	1000	0.002	2
* Variación con respecto a Pb,Zn,Ag % :			15						
CONTRIBUCION A COSTO FIJO (MILES US\$)									
TOT.UNIDAD	186.0	28.00			38.78	M6	1	38.781	38781
ZONA I	3.3	1.00			1.39	M5	10	0.139	139
ZONA II	384.7	115.41			159.85	M5	10	15.985	15985
ZONA III	146.4	43.91			60.82	M5	10	6.082	6082
ZONA IV	15.3	4.60			6.37	M5	10	0.637	637
MINA SUBT.	585.1	87.76			121.56	M5	10	12.156	12156
TOLDO	363.6	54.53			75.53	M5	10	7.553	7553
SAGUE	114.3	17.14			23.74	M5	10	2.374	2374
TAJOS	477.8	71.68			99.27	M5	10	9.927	9927
NESPE					6.37	M5	10	0.637	637
* Variación promedio en tonelaje por Zona:			30						
* Variación promedio en tonelaje Mina:			15						
COSTO FIJO x Q10's									
TOT.UNIDAD	180	42.00			58.17	M8	1000	0.058	58
EXCESO EN LEY									
PB	173	25.00	114	203	34.63	M7	1000	0.035	35
ZN	1419	202.00	1164	1750	279.78	M7	1000	0.280	280
AG	3.96	0.72	3	4.831	1.00	M7	1000	0.001	1
DESV.MINIMA		0.722						0.001	

5.2.3. VALORIZACIÓN ESTIMADA DEL MINERAL

El valor de la producción se obtiene a partir de la valorización del concentrado vendido. Esta toma en cuenta los contenidos finos, los premios y las penalizaciones por presencia de material contaminante y las condiciones de comercialización de concentrados.

Se efectuó un análisis de regresión Valor Concentrado .vs. Valor de Mineral con la valorización indicada en el Reporte Diario de Concentradora correspondientes a Octubre 1994, y la Fórmula de Valorización de Minerales a nivel de inventario de reservas, con precios y castigos de Octubre 1994. Este análisis dio un coeficiente de correlación de 0.964, por tanto la ecuación de regresión, obtenida a partir de estos datos, es útil para estimar con precisión satisfactoria el valor total de la producción estimada por el Modelo.

5.2.4. EJEMPLO DE CORRIDA - ALTERNATIVA 1

Los coeficientes de la función objetivo se han calculado mediante la hoja de trabajo OPERMIN1.XLS en EXCEL (Windows) e indican prioridad. Los coeficientes de las demás ecuaciones corresponden a la hoja PLANMINA.XLS según la definición del Modelo. En los siguientes párrafos, las líneas que empiezan con ! son comentarios.

Ecuaciones del Modelo - Entrada al paquete LINDO

```
!FILE: ANDY1.DAT
!Prioridades: ECONT, EQzona, EMETd+e, EIMPe, ECAPC, ETzona,
!             EMETe, CFGIO
!FUNCION OBJETIVO
!
MIN
  346 EMETPBd + 346 EMETPBe + 2798 EMETZNd + 2798 EMETZNe +
  10 EMETAGd + 10 EMETAGe +
  53 EIMPASE + 875 EIMPFEe + 2 EIMPSBe +
  1357 ETMINAd + 1357 ETMINAe + 3428 ETTAJOSd + 3428 ETTAJOSE +
  312 ETOTRASd + 312 ETOTRASE +
  12156 EQMINAd + 9927 EQTAJOSd + 637 EQOTRASd +
  4494 ECAPCd + 38781 ECONTd + 58 CFGIO +
  35 EMETPBe + 280 EMETZNe + 1 EMETAGe
!
SUBJECT TO
```

!RESTRICCIONES ESTRUCTURALES

!Tonelaje expresados en MILES

!Tonelaje mínimo MINA (estimado

- 2) ZONA1 >= 3.8
- 3) ZONA2 >= 88.5
- 4) ZONA3 >= 51.7
- 5) ZONA4 >= 39.0

!Tonelaje mínimo TAJOS

- 6) TOLDO >= 153.0
- 7) SAGUE >= 54.0

!Tonelaje mínimo OTRAS

- 8) NESPE >= 24.0

!Tonelaje máximo MINA (reserva operativa o estimado)

!! 9) ZONA1 - delta <= 12.0 --- no puede incrementarse!

- 9) ZONA1 <= 12.0
- 10) ZONA2 - delta <= 177.0
- 11) ZONA3 - delta <= 51.7
- 12) ZONA4 - delta <= 131.6

!Tonelaje máximo TAJOS

- 13) TOLDO - delta <= 153.0
- 14) SAGUE - delta <= 63.8

!Tonelaje máximo OTRAS

- 15) NESPE - delta <= 24.0

!Balance de tonelaje secciones MINA, TAJOS y OTRAS

- 16) ZONA1 + ZONA2 + ZONA3 + ZONA4 - MINA = 0
- 17) TOLDO + SAGUE - TAJOS = 0
- 18) NESPE - OTRAS = 0
- 19) MINA + TAJOS + OTRAS - TOP = 0

!RESTRICCIONES DE METAS

!Balance de contenido metálico PB

- 20) 0.3 ZONA1 + 0.9 ZONA2 + 0.7 ZONA3 + 1.3 ZONA4 +
0.3 TOLDO + 0.8 SAGUE + 1.2 NESPE - 0.67 TOP +
EMETPBd - EMETPBe = 0

!Balance de contenido metálico ZN

- 21) 3.6 ZONA1 + 7.2 ZONA2 + 4.9 ZONA3 + 3.1 ZONA4 +
5.3 TOLDO + 2.8 SAGUE + 7.6 NESPE - 5.3 TOP +
EMETZNd - EMETZNe = 0

!Balance de contenido metálico AG (gr/TMS /10000 ==> % Ag)

- 22) 0.0081 ZONA1 + 0.0217 ZONA2 + 0.0152 ZONA3 + 0.0263 ZONA4 +
0.0065 TOLDO + 0.0179 SAGUE + 0.0115 NESPE - 0.01447 TOP +
EMETAGd - EMETAGe = 0

!Balance de contaminante AS

- 23) 1.0 ZONA1 + 1.0 ZONA2 + 1.3 ZONA3 + 1.3 ZONA4 +
0.1 TOLDO + 0.1 SAGUE + 0.0 NESPE - 0.5 TOP +
EIMPASd - EIMPASE = 0

```

!Balance de contaminante FE
24) 12.9 ZONA1 + 12.9 ZONA2 + 12.2 ZONA3 + 12.2 ZONA4 +
    19.0 TOLDO + 40.0 SAGUE + 0.0 NESPE - 13.0 TOP +
    EIMPFEd - EIMPFEE = 0
!Balance de contaminante SB
25) 0.04 ZONA1 + 0.04 ZONA2 + 0.04 ZONA3 + 0.04 ZONA4 +
    0.01 TOLDO + 0.01 SAGUE + 0.0 NESPE - 0.30 TOP +
    EIMPSBd - EIMPSBe = 0
!Aporte de producción por sección mina
26) MINA - 0.442 TOP + ETMINAd - ETMINAe = 0
27) TAJOS - 0.500 TOP + ETTAJOSd - ETTAJOSE = 0
28) OTRAS - 0.058 TOP + ETOTRASd - ETOTRASE = 0
!Utilización de la capacidad máxima de concentradora ( 36000/mes)
29) TOP + ECAPCd - ECAPCe = 432
!Satisfacción del punto de equilibrio por sección mina
30) 20.70 ZONA1 + 42.91 ZONA2 + 22.11 ZONA3 + 32.05 ZONA4 +
    EQMINAd - EQMINAe = 1464
31) 29.08 TOLDO + 28.57 SAGUE + EQTAJOSd - EQTAJOSe = 228
32) 42.33 NESPE + EQOTRASd - EQOTRASE = 0
33) EQMINAd + EQMINAe - REMINA = 0
34) EQTAJOSd + EQTAJOSe - RETAJOS = 0
35) EQOTRASd + EQOTRASE - REOTRAS = 0
!Costos de concentración
36) 3.39 MINA + 3.39 TAJOS + 3.39 OTRAS - COSCON = - 840
!Máxima contribución neta de la unidad
37) REMINA + RETAJOS + REOTRAS - COSCON - CFGIO +
    ECONTd - ECONTE = 2041
!Reducción del costo fijo por GIO's
38) CFGIO - 1855 fredu = 0
!Parámetro para variar costo fijo por GIO's
39) fredu >= 1
!Parámetro para variar tonelaje máximo por tajeo
40) delta = 0
END

```

Estrategia de Optimización:

- 1) Determinación de la solución básica (comando GO)
- 2) Análisis paramétrico con valor tope 10 para DELTA (=10,000 TMS) en la ecuación 40, para determinar los puntos de inflexión.
- 3) Por cada punto de inflexión de DELTA:
 - Restauración de la solución básica (comando GO)
 - Análisis paramétrico para el valor DELTA
- 6) Graficación y selección de la solución óptima.

5.3. DISCUSIÓN DE RESULTADOS OBTENIDOS

5.3.1. CORRIDA ESTÁNDAR

Se efectuó con la finalidad de **verificar la validez del modelo** haciendo DELTA=0 en la ecuación 40, bajo las condiciones siguientes:

- no hay prioridades; los coeficientes de la función objetivo corresponden únicamente a la estandarización de magnitudes.
- los límites de tonelaje de producción consisten en los objetivos originales del Plan Operativo 1995.

Con DELTA=0 el modelo estimó una utilidad bruta de US\$ 5'446,000 versus US\$ 5'466,000 del objetivo del Plan Operativo 1995. El nivel de producción es el mismo que el objetivo: 414,000 TMS al año, ó 34,500 TMS/mes con leyes de 0.69 %Pb, 5.24 %Zn y 144.92 gr Ag/TMS, similares a las leyes objetivo. **De este modo queda comprobado el modelo.**

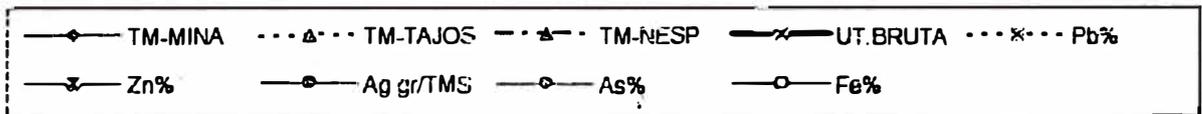
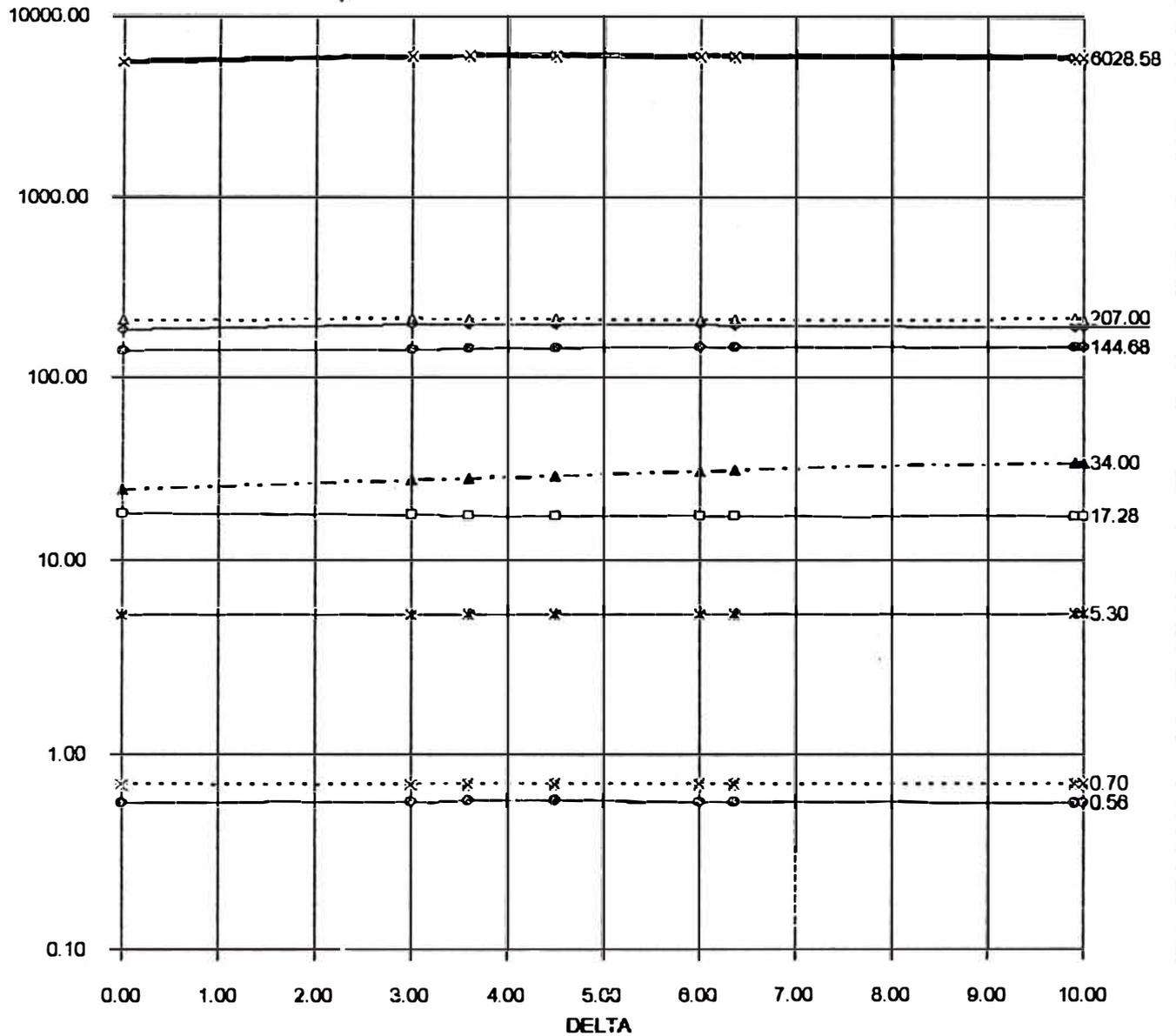
El análisis paramétrico haciendo variar DELTA nos dio la evolución de la solución óptima en un escenario sin priorización de metas. El incremento de tonelaje es parejo en todas las áreas de producción y va acompañado de mayor contribución o utilidad bruta. Sin embargo, conforme se da más holgura al modelo, se va priorizando la extracción de mineral de Nueva Esperanza. Mina disminuye a un nivel óptimo de 191,000 TMS y los Tajos quedan en su objetivo de producción para 1995.

El óptimo económico se logra con DELTA=6.36 ó 6,360 TMS de incremento sobre el límite, como se muestra en el cuadro siguiente. El valor de la producción se ha estimado con precios netos de metales a Octubre 1994.

En general el Modelo sugiere orientar la extracción de mineral a Nueva Esperanza, debido a sus mejores leyes y menor costo de minado. Téngase presente que no tiene costo fijo tampoco hay información de contaminantes.

EVOLUCION DE CONTRIBUCION BRUTA .vs. INCREMENTO DE TONELAJE

DELTA	TM-MINA	TM-TAJOS	TM-NESP	UT.BRUTA	Pb%	Zn%	Ag gr/TMS	As%	Fe%
0.00	183.00	207.00	24.00	5445.10	0.69	5.24	144.92	0.56	17.79
3.00	195.00	210.00	27.00	5952.65	0.69	5.24	145.09	0.57	17.63
3.60	187.40	207.00	27.60	5961.48	0.70	5.24	145.79	0.57	17.17
4.50	196.50	207.00	28.50	6012.43	0.70	5.26	146.67	0.57	17.44
6.00	195.00	207.00	30.00	6029.18	0.70	5.30	145.61	0.57	17.40
6.36	194.64	207.00	30.36	6043.86	0.70	5.30	145.63	0.57	17.39
9.91	191.09	207.00	33.91	6028.96	0.70	5.30	144.70	0.56	17.28
10.00	191.00	207.00	34.00	6029.58	0.70	5.30	144.68	0.56	17.28



DELTA = 6,360 TMS		Objetivos 1995					Modelado		
Zona		TMS	% TMS Total		TMS	% TMS Total			
Mina Subterránea		183,000	44.20		194,640	45.06			
Tajos (T.Rumi+S.Agueda)		207,000	50.00		207,000	47.92			
Otras (N.Esperanza)		24,000	5.80		30,360	7.03			
TOTAL TMS		414,000	100.00		432,000	100.00			
	% Pb	% Zn	gr Ag	% As	% Fe	% Bi	Valor Un.	Valor Prod	Contr. Neta
			/TMS				\$/TMS	US\$	US\$
Obj.	0.67	5.30	144.70	0.50	13.00	0.30			5'466,000
Mod.	0.70	5.30	145.63	0.57	17.39	0.02	46.61	20'136,000	6'043,860

Comparando las distintas soluciones se notará que la ley de %Fe no baja de 17% debido a la producción de Santa Agueda, en las tres alternativas estudiadas. Este Tajo Abierto se caracteriza por la notable presencia de piritita argentífera.

En esta corrida sin prioridades **todas las metas compiten por igual** lo que resulta **inconveniente** para el análisis de soluciones.

5.3.2. ALTERNATIVA 1

Esta corrida se sujeta a las siguientes prioridades principales y secundarias.

Prioridad	Meta	Factor	Descripción
1	M6	1	Contribución Total US\$
2	M5	10	Contribución por Sección US\$
3	M1	100	Balace metálico
4	M2	1000	Balace de contaminante
4	M3	1000	Tonelaje por Zona
4	M4	1000	Producción a capacidad máxima
4	M7	1000	Reducción del descreme de zonas ricas
4	M8	1000	Reducción de GIO's

**MODELO DE MEZCLA DE MINERAL - U.P. ANDAYCHAGUA
ALTERNATIVA 1 - A Condiciones del Planeamiento 1995**

VARIABLE	OBJETIVO	MODELO	% VAR
LEYES			
Pb%	0.57	0.70	4.88
Zn%	5.30	5.30	0.00
Ag (gr/TMS)	144.70	144.70	0.00
As%	0.50	0.56	11.47
Fe%	13.00	17.28	32.91
Sb%	0.30	0.02	-92.50
PRODUCCION (MILES TMS)			
ZONA1	3.80	3.80	0.00
ZONA2	88.50	90.69	2.47
ZONA3	51.70	57.60	11.42
ZONA4	39.00	39.00	0.00
TMS MINA	163.00	191.09	4.42
Fracción %	44.20	44.23	0.08
TOLDO	153.00	153.00	0.00
SAGUE	54.00	54.00	0.00
TMS TAJOS	207.00	207.00	0.00
Fracción %	50.00	47.92	-4.17
NESPE	24.00	33.91	41.29
TMS OTRAS	24.00	33.91	41.29
Fracción %	5.80	7.85	35.34
TMS PROD	414.00	432.00	4.35
RESULTADOS ECONOMICOS (MILES US\$)			
MINA		5030.01	
TAJOS		5764.02	
N.ESPERANZA		1435.41	
COSTO CONCENTRACION		2304.48	
GIOS		1855.00	
UTILIDAD BRUTA	5466.00	6028.96	
(el modelo no incluye Desarrollo N.Proyectos)			
VIOLACION DE LIMITES DE TONELAJE			
DELTA		9.91	

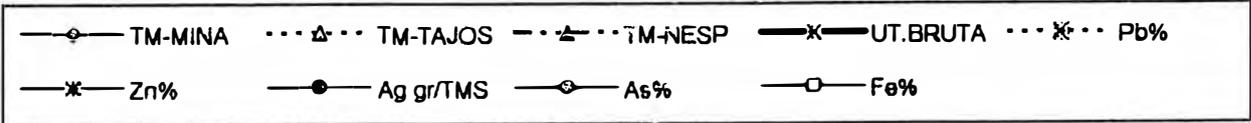
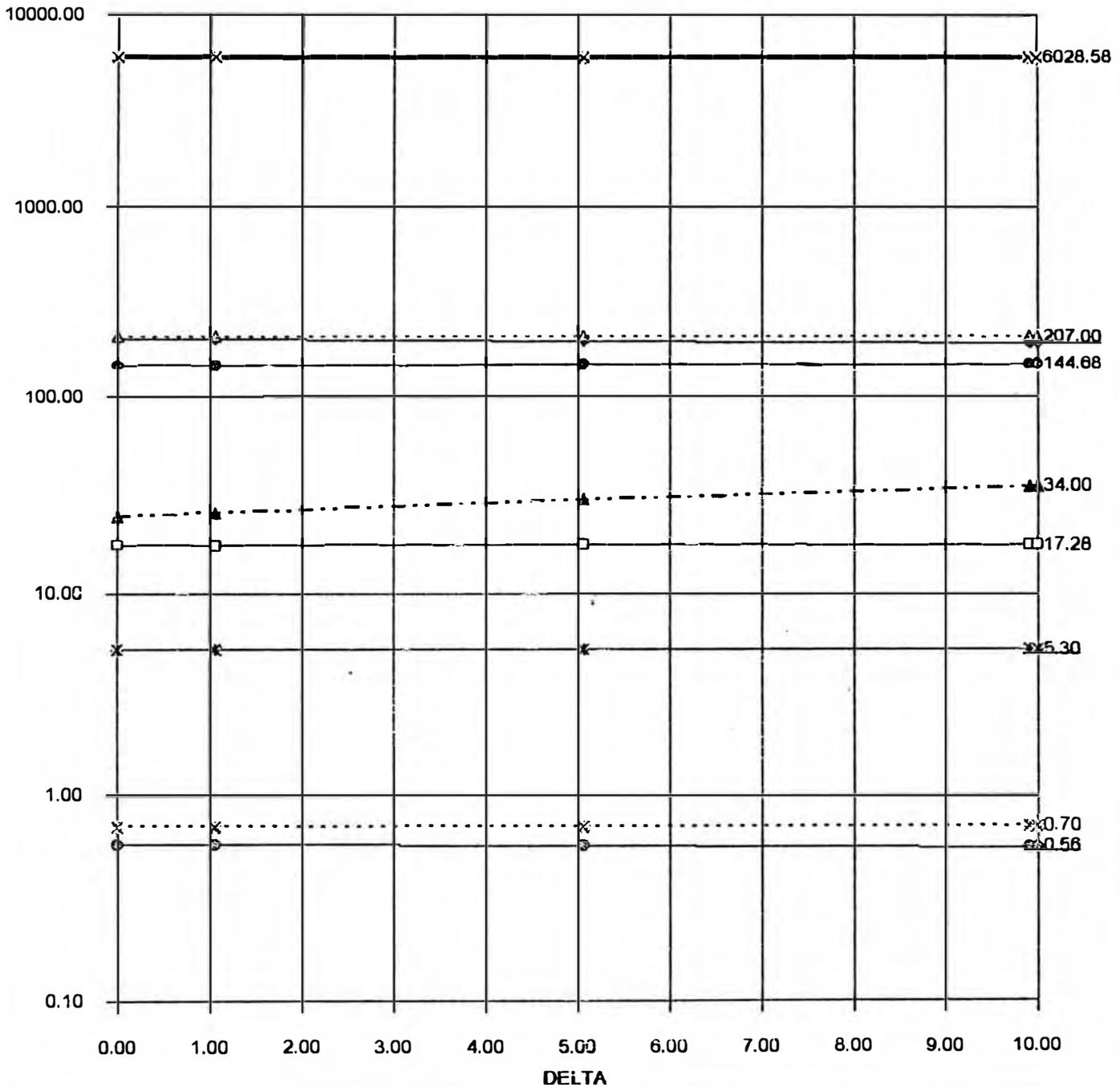
1. UTILIDAD BRUTA

2. APOORTE x SECCION

3. BALANCE METALICO

EVOLUCION DE CONTRIBUCION BRUTA .vs. INCREMENTO DE TONELAJE

DELTA	TM-MINA	TM-TAJOS	TM-NESP	UT.BRUTA	Pb%	Zn%	Ag gr/TMS	As%	Fe%
0.00	201.00	207.00	24.00	6132.03	0.70	5.30	148.18	0.58	17.58
1.06	199.94	207.00	25.06	6114.70	0.70	5.30	147.72	0.58	17.56
5.06	195.94	207.00	29.06	6049.32	0.70	5.30	145.97	0.57	17.42
9.91	191.09	207.00	33.91	6028.96	0.70	5.30	144.70	0.56	17.28
10.00	191.00	207.00	34.00	6028.58	0.70	5.30	144.68	0.56	17.28



En esta corrida priorizada se tiene el óptimo económico de US\$ 6'132,000 con DELTA=0 y una producción de 432,000 TMS al año. Las leyes metálicas están ligeramente por encima del estimado y la contaminación por %As es aceptable. Se está priorizando la extracción de Zonas II y IV, en cambio la producción de los Tajos y Nueva Esperanza se mantiene en sus objetivos. Esto implica cierto "high-grading" de mineral rico de Mina, y posiblemente no sea del todo realizable, debido a los problemas de equipo y drenaje en la Mina para producir 201,000 en vez de 183,000 TMS.

Conforme se da más holgura a DELTA se logra una solución mas viable con DELTA=9.91 en la cual la producción de Mina disminuye a 191,000 TMS y se incrementa la producción de Nueva Esperanza.

DELTA = 9.910 TMS			Objetivos 1995				Modelado		
Zona	TMS	% TMS Total	TMS	% TMS Total	TMS	% TMS Total	TMS	% TMS Total	
Mina Subterránea	183,000	44.20	191,090	44.23					
Tajos (T.Rumi+S.Agueda)	207,000	50.00	207,000	47.92					
Otras (N.Esperanza)	24,000	5.80	33,910	7.85					
TOTAL TMS	414,000	100.00	432,000	100.00					

	% Pb	% Zn	Gr. Ag /TMS	% As	% Fe	% Bi	Valor Un. \$/TMS	Valor Prod US\$	Contr. Neta US\$
Obj.	0.67	5.30	144.70	0.50	13.00	0.30			5'466,000
Mod.	0.70	5.30	144.70	0.56	17.28	0.02	46.51	20'094,000	6'028,960

5.3.3. ALTERNATIVA 2

Para contrarrestar la tendencia al desceme de la Zona II de Mina en el caso de la Alternativa 1, en esta corrida se mantiene como primera prioridad la maximización de la utilidad bruta, pero extrayendo principalmente las labores pobres. Para esta Alternativa se han usado los datos elaborados en la hoja OPERMIN2.XLS

Prioridad	Meta	Factor	Descripción
1	M6	1	Contribución Total US\$
2	M7	10	Reducción del desceme de zonas ricas

3	M3	100	Tonelaje por Zona
4	M1	1000	Balance metálico
4	M2	1000	Balance de contaminante
4	M4	1000	Producción a capacidad máxima
4	M5	1000	Contribución por Sección US\$
4	M8	1000	Reducción de GIO's

La solución óptima se logra con DELTA=9 o sea 9,000 TMS de violación sobre los actuales límites, priorizando la extracción del Tajo Toldorrumi y del Block Caving (Zona I) casi al límite de sus reservas operativas. Las zonas ricas (II, III y Nueva Esperanza) permanecen cerca de sus objetivos. Las leyes de producción son ligeramente menores a sus objetivos.

DELTA = 9,000 TMS		Objetivos 1995			Modelado				
Zona		TMS	% TMS Total	TMS	% TMS Total				
Mina Subterránea		183,000	44.20	190,940	44.20				
Tajos (T.Rumi+S.Agueda)		207,000	50.00	216,000	50.00				
Otras (N.Esperanza)		24,000	5.80	25,060	5.80				
TOTAL TMS		414,000	100.00	432,000	100.00				
	% Pb	% Zn	gr Ag /TMS	% As	% Fe	% Bi	Valor Un. \$/TMS	Valor Prod US\$	Contr. Neto US\$
Obj.	0.67	5.30	144.70	0.50	13.00	0.30			5'466,000
Mod.	0.68	5.22	142.01	0.55	17.68	0.02	45.70	19'744,000	5'855,940

Esta alternativa no fuerza a Nueva Esperanza como las anteriores ni a las Zonas ricas II y III de Mina, las cuales tienen mayor costo y problemas de extracción. De este modo estas áreas pueden ser mejor desarrolladas y preparadas para el siguiente ejercicio de 1996. Nótese también que este es el único caso donde las fracciones de aporte de tonelaje obtenidas por el Modelo cumplen los objetivos 1995.

Parámetros de la Alternativa 2

VARIABLE	MEDIA	DESV. STD	MINIMO	MAXIMO	ESTANDAR		ALTERNATIVA 2		
					Zj	META	PRIOR	Qj	QQj
Sj					Sj / Smin		Pk	Zj / Pk	Qj / Qmin
PRODUCCION TMS									
TOT.UNIDAD	28079	3245.00	20282	31034	4494.46	M4	1000	4.494	4494
ZONA I	281	94.00	159	386	130.19	M3	100	1.302	1302
ZONA II	8069	2133.00	5143	11381	2954.29	M3	100	29.543	29543
ZONA III	4070	1540.00	2674	6596	2132.96	M3	100	21.330	21330
ZONA IV	774	337.00	412	1242	466.76	M3	100	4.668	4668
MINA SUBT.	11951	980.00	10694	13065	1357.34	M3	100	13.573	13573
TOLDO *	12500	1875.00			2596.95	M3	100	25.970	25970
SAGUE *	4000	600.00			831.02	M3	100	8.310	8310
TAJOS	16500	2475.00			3427.98	M3	100	34.280	34280
NESPE *	1500	225.00			311.63	M3	100	3.116	3116
* Variación promedio en tonelaje Mina:			15						
* NESPE se agrupa en OTRAS									
C.MET. TMS									
PB	173	25.00	114	203	34.63	M1	1000	0.035	35
ZN	1419	202.00	1164	1750	279.78	M1	1000	0.280	280
AG	3.96	0.72	3	4.831	1.00	M1	1000	0.001	1
AS *	253	37.95			52.56	M2	1000	0.053	53
FE *	4212	631.80			875.07	M2	1000	0.875	875
SB *	11	1.65			2.29	M2	1000	0.002	2
* Variación con respecto a Pb,Zn,Ag % :			15						
CONTRIBUCION A COSTO FIJO (MILES US\$)									
TOT.UNIDAD	186.0	28.00	Prioridad 1		38.78	M6	1	38.781	38781
ZONA I	3.3	1.00			1.39	M5	1000	0.001	1
ZONA II	384.7	115.41			159.85	M5	1000	0.160	160
ZONA III	146.4	43.91			60.82	M5	1000	0.061	61
ZONA IV	15.3	4.60			6.37	M5	1000	0.006	6
MINA SUBT.	585.1	87.76			121.56	M5	1000	0.122	122
TOLDO	363.6	54.53			75.53	M5	1000	0.076	76
SAGUE	114.3	17.14			23.74	M5	1000	0.024	24
TAJOS	477.8	71.68			99.27	M5	1000	0.099	99
NESPE					6.37	M5	1000	0.006	6
* Variación promedio en tonelaje por Zona:			30						
* Variación promedio en tonelaje Mina:			15						
COSTO FIJO x GIO's									
TOT.UNIDAD	180	42.00			58.17	M8	1000	0.058	58
EXCESO EN LEY									
PB	173	25.00	114	203	34.63	M7	10	3.463	3463
ZN	1419	202.00	1164	1750	279.78	M7	10	27.978	27978
AG	3.96	0.72	3	4.831	1.00	M7	10	0.100	100
DESV.MINIMA		0.722						0.001	

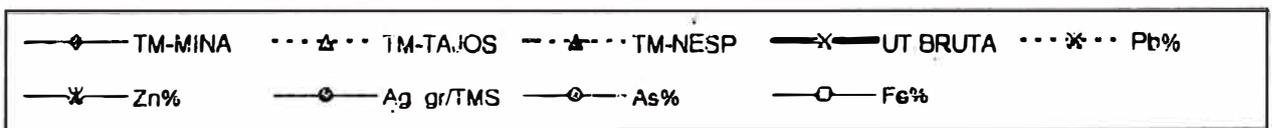
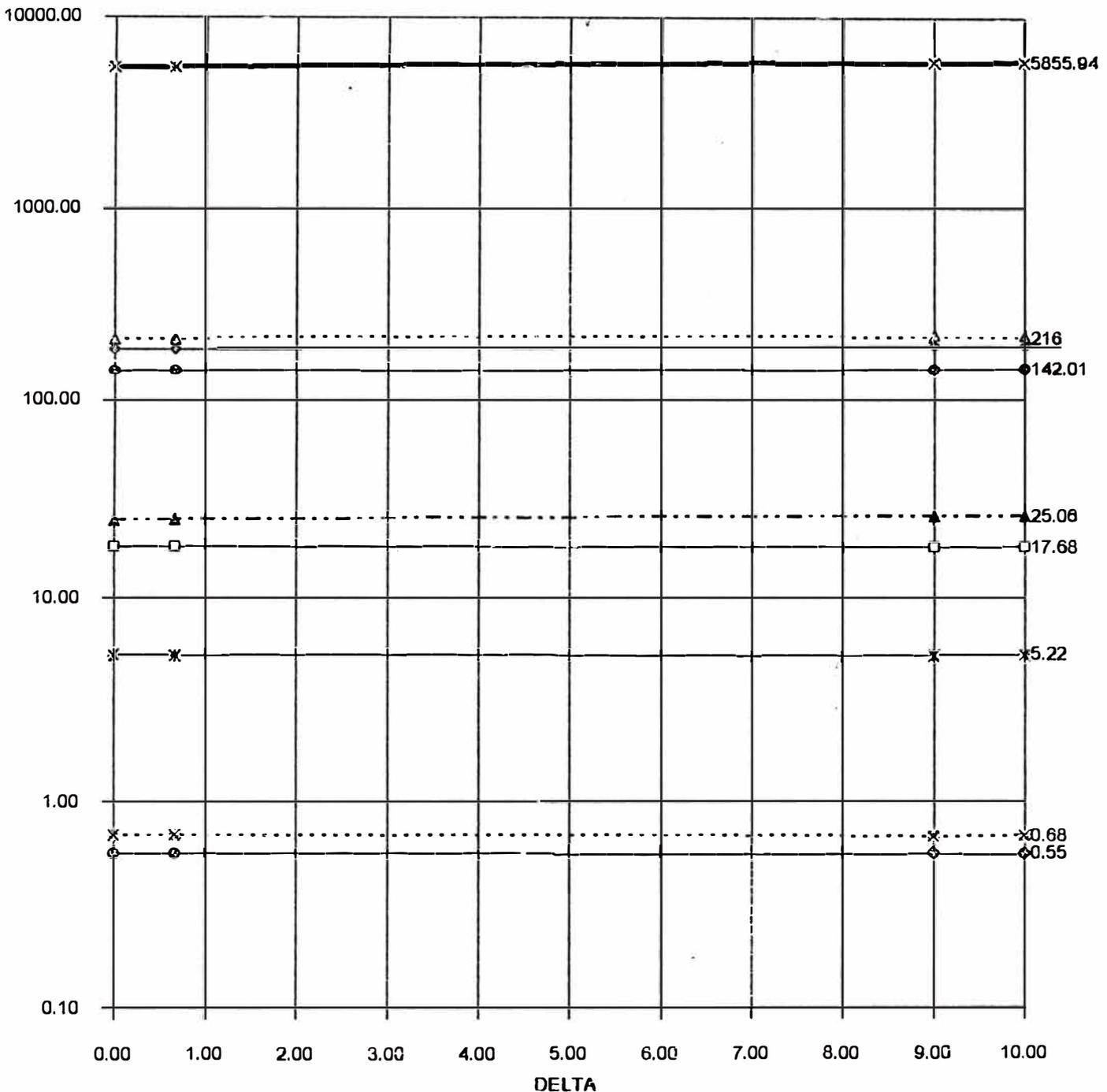
**MODELO DE MEZCLA DE MINERAL - U.P. ANDAYCHAGUA
ALTERNATIVA 2 - A Condiciones del Planeamiento 1995**

VARIABLE	OBJETIVO	MODELO	% VAR
LEYES			
Pb%	0.67	0.68	0.86
Zn%	5.30	5.22	-1.56
Ag (gr/TMS)	144.70	142.01	-1.86
As%	0.50	0.55	11.00
Fe%	13.00	17.68	36.00
Sb%	0.30	0.02	-92.44
PRODUCCION (MILES TMS)			
ZONA1	3.80	11.74	209.05
ZONA2	88.50	88.50	0.00
ZONA3	51.70	51.70	0.00
ZONA4	39.00	39.00	0.00
TMS MINA	183.00	190.94	4.34
Fracción %	44.20	44.20	0.00
TOLDO	153.00	162.00	5.88
SAGUE	54.00	54.00	0.00
TMS TAJOS	207.00	216.00	4.35
Fracción %	50.00	50.00	0.00
NESPE	24.00	25.06	4.40
TMS OTRAS	24.00	25.06	4.40
Fracción %	5.80	5.80	0.00
TMS PROD	414.00	432.00	4.35
RESULTADOS ECONOMICOS (MILES US\$)			
MINA		4970.06	
TAJOS		6025.74	
N.ESPERANZA		1060.62	
COSTO CONCENTRACION		2304.48	
GIOS		1855.00	
UTILIDAD BRUTA	5466.00	5855.94	
(el modelo no incluye Desarrollo N. Proyectos)			
VIOLACION DE LIMITES DE TONELAJE			
DELTA		9.00	

EVOLUCION DE CONTRIBUCION BRUTA .vs. INCREMENTO DE TONELAJE

1. UTILIDAD BRUTA
2. REDUCIR DESCREME
3. APOORTE x SECCION

DELTA	TM-MINA	TM-TAJOS	TM-NESP	UT.BRUTA	Pb%	Zn%	Ag gr/TMS	As%	Fe%
0.00	183.00	207.00	24.00	5446.10	0.69	5.24	144.92	0.56	17.79
0.67	183.58	207.67	24.09	5475.65	0.69	5.24	144.70	0.56	17.78
9.00	190.94	216.00	25.06	5855.94	0.68	5.22	142.01	0.55	17.68
10.00	190.94	216.00	25.06	5855.94	0.68	5.22	142.01	0.55	17.68



5.3.4. CONCLUSIONES DEL CASO MINA ANDAYCHAGUA

- 1) Las corridas del Modelo con priorización de metas son mas controlables y predecibles que la corrida estándar. Resultan más útiles para examinar escenarios distintos.**

- 2) Dependiendo de la priorización de metas se pueden determinar dos soluciones óptimas alternativas, para lograr una producción de 36,000 TMS/mes:**
 - Alternativa 1: incremento de producción a costa de Veta Nueva Esperanza y las Zonas ricas II y III de Mina, ó**

 - Alternativa 2: incremento de producción en 1995 vaciando el Block Caving de Zona I y aumentando el aporte del Tajo Toldorruni.**

- 3) Es recomendable optar por la Alternativa 2 para 1995, teniendo en cuenta los problemas de equipo y drenaje en Mina Subterránea, asimismo por las dificultades en el apoyo logístico para el desarrollo y preparación de Veta Nueva Esperanza. Para 1996 se podría implementar una solución similar a la Alternativa 1.**

- 4) Se recomienda ensayar las muestras geológicas de frentes por %As y %Fe para lograr un mejor control del mineral de cabeza. Esta medida cubriría el mayor costo por ensaye, que es el doble para %As comparado con el ensaye de %Pb.**

CAPÍTULO 6

BENEFICIOS Y VALORIZACIÓN DEL MODELO

6.1. ANÁLISIS ECONÓMICO DE PROYECTOS DE SISTEMAS

6.1.1. VALORIZACIÓN DE PROYECTOS INFORMÁTICOS

El presente Modelo de Planeamiento de Minado a Corto Plazo no puede ser valorizado del mismo modo que un proyecto minero, ya que su principal contribución consiste en acelerar y hacer más fiable el proceso mismo de planificación minera. Este Modelo se puede clasificar como un proyecto informático de la categoría software de gestión administrativa.

El enfoque utilizado para este caso es determinar el tiempo en que se puede recuperar la inversión desembolsada en el desarrollo y puesta en operación del modelo, contrastando el estimado de costos versus el estimado de beneficios durante la vida útil del sistema a desarrollar. Sin embargo los proyectos de desarrollo de sistemas de información ó modelos matemáticos presentan una especial dificultad al momento de estimar los posibles beneficios que conlleva su uso, ya que muchos de estos son de naturaleza intangible. De allí la tendencia a ver los sistemas de información como utilitarios que originan gastos.

Por otro lado es necesario evaluar diferentes alternativas de solución para la implementación de sistemas de información ó modelos matemáticos, a fin de elegir la más conveniente en términos de costo y beneficio. Esta evaluación debe ser cualitativa y cuantitativa, dando especial atención a la evaluación cualitativa de aquellos aspectos negativos para atenuar la tendencia a sobrestimar el proyecto.

El análisis de costos y beneficios es complicado por los criterios que varían según las características del sistema que va a ser desarrollado, el tamaño relativo del proyecto y la recuperación esperada de la inversión como parte del plan estratégico de una empresa.

6.1.2. MÉTODO DEL PERIODO DE RECUPERACIÓN SIMPLE

El método mas sencillo de evaluación económica de proyectos alternativos de sistemas es la determinación del **Período de Recuperación Simple (PRS)**. Este método determina un indicador del tiempo en que se recuperará el monto invertido en un proyecto, sin tomar en cuenta el efecto del costo de capital o financiamiento. Una evaluación mas completa se logra obteniendo otros indicadores como el Valor Presente Neto y la Tasa Interna de Retorno especialmente para considerar el costo del dinero en el caso de proyectos informáticos de larga maduración.

Sin embargo, para fines de comparación de varias alternativas de solución sobre un mismo sistema, o para tener una idea inicial acerca de la rentabilidad de un proyecto informático, es suficiente contar con este indicador.

Dados los siguientes elementos:

B = beneficios por la reducción de costos respecto al estándar actual, y el incremento del nivel de servicio, durante el período de vida útil del sistema (después de entrar en operación)

D = costo del proceso de desarrollo del sistema (personal y equipamiento)

C = costo de operación del nuevo sistema (hardware, software, red de cómputo, personal de procesamiento de datos)

donde B, D, C se expresan en US\$/mes. entonces:

$$\text{PRS} = \frac{\text{Costo de Desarrollo}}{\text{(Beneficio mensual - Costo mensual de operación)}}$$

$$\text{PRS} = D / (B - C) \quad (\text{en meses})$$

En la sección siguiente se aplican los criterios de identificación de costos y beneficios sugeridos por King y Schrems en su trabajo "Costs Benefits Analysis in Information Systems Development and Operation", USA, 1978. (reseñado por R.Pressman). Estos son aplicables en el caso de sistemas de gestión administrativa [PRE92]

6.2. COSTOS DE DESARROLLO Y OPERACIÓN

6.2.1. PARÁMETROS DE COSTOS

Para la evaluación del proyecto del Modelo de Planeamiento de Minado a Corto Plazo se han estimado los rubros más relevantes, a precios del mercado local. Los valores se expresan en US\$.

- Costo de Equipamiento en Hardware:
 - Computador Servidor (incluido 1 impresora): US\$ 10,000
 - PC Estación de Trabajo (incluido impresora): US\$ 2,000
 - Equipo de protección eléctrica (UPS, línea de tierra y otros): US\$ 2,000

- Costo de Equipamiento en Software:
 - Software del sistema operativo (UNIX, Windows NT): US\$ 2,000
 - Software manejador base de datos y de presentación: US\$ 8,000
 - Software de optimización (programación matemática) US\$ 3,000

- Costo de Mantenimiento del Hardware:
 - Vida útil del hardware: 3 años
 - Costo Anual de mantenimiento: estimado 10% (Costo Adquisición)
 - Este rubro comprende el mantenimiento preventivo y correctivo.
 - Depreciación de equipo de procesamiento de datos: 33.3% anual

En la "Directiva para la Formulación del Presupuesto de Inversiones 1995" de Centromín Perú S.A. [CP94C] se consigna una depreciación de 20% anual, es decir 5 años de vida útil. Sin embargo, debido a las condiciones agrestes de campamentos mineros y a la velocidad de obsolescencia tecnológica, no se puede exigir más de 3 años al hardware y software.

- Costo de Mantenimiento del Software de Aplicación:
 - Vida útil del Sistema: 3 años
 - Costo Anual de mantenimiento: estimado 10% (Costo Desarrollo)

Este rubro comprende el ajuste de las funciones del Modelo y programación de nuevos reportes, según los requerimientos del Usuario. No considera el rediseño total de la aplicación.

- Tarifas Horarias Personal Desarrollo:
 - Consultor: US\$ 30 /hora
 - Analista: US\$ 20 /hora
 - Tarea normal: 8 horas/día, 5 días/semana (40 horas/semana)

- Tarifas Personal Operación:
 - Operador: US\$ 800/mes
 - Tarea normal: 8 horas/día, 6 días/semana, 26 días/mes
 - Costo horario: $800 / (8*26) = \text{US\$ } 3.85 \text{ /hora}$

La operación del modelo debe ser asumida por el mismo personal de cada departamento, es decir no hay incremento (ni reducción) del personal. El costo se calcula sólo a fin de evaluar una relación costo/beneficio.

6.2.2. COSTO DE DESARROLLO DEL SISTEMA

Estos rubros se estiman según la carga de trabajo y el tipo de actividad dentro del proyecto.

RUBRO	TIEMPO Y RECURSOS	US\$
<ul style="list-style-type: none"> • DEFINICIÓN REQUERIMIENTOS: <ul style="list-style-type: none"> - Estudio inicial in-situ - Formulación del modelo 	4 semanas 1 Consultor (a 100% de tiempo): $4*40*30*1=$	4,800
<ul style="list-style-type: none"> • DESARROLLO DEL SISTEMA: <ul style="list-style-type: none"> - Desarrollo del software de aplicación (Modelo) - Diseño de nuevos procedimientos para operar el modelo - Preparación de la documentación del modelo 	8 semanas 1 Consultor (a 25%) $8*40*30*.25=$ 2 Analistas (a 100%) $2*(8*40*20*1)=$	2,400 12,800

<ul style="list-style-type: none"> • IMPLANTACION DEL SISTEMA: <ul style="list-style-type: none"> - Equipamiento en software, - Equipamiento en hardware y red local, - Capacitación a operadores - Actividades de reorganización administrativa 	4 semanas 1 Consultor (a 25%) $4*40*30*.25=$	1,200
	2 Analistas (a 100%) $2*(4*40*20*1)=$	6,400
La inversión en el equipamiento de hardware está referido a la configuración sugerida en la sección 4.6.	Equipamiento en Software: <ul style="list-style-type: none"> - sistema operativo (UNIX) 3,000 - manejador base de datos 8,000 - programa optimización (LINDO) 3,000 	
Se instalaría una red de cómputo con 6 estaciones distanciadas a 500 mts. prom. del servidor (de oficinas de Departamentos a la Superintendencia)	Equipamiento en Hardware: <ul style="list-style-type: none"> - 1 servidor + impresora 10,000 - 6 estaciones (6 * 2,000) 12,000 - Tarjetas de red y cableado (3,000 mts. aprox.) 5,000 - Equipo protección eléctrica (UPS y otros) 2,000 - Instalación (estimado) 5,000 	
TOTAL COSTO DESARROLLO		75,600

6.2.3. COSTO MENSUAL DE OPERACIÓN

Estos rubros se aplican desde que el sistema empieza a operar normalmente.

RUBRO	TIEMPO Y RECURSOS	US\$
<ul style="list-style-type: none"> • PROCESAMIENTO DE DATOS: 	COSTO DE LABOR:	
Módulos:	Hrs. operación en 24 hrs/día:	
<ul style="list-style-type: none"> - Configuración del sistema (E) - Control de producción (D) - Parámetros de estimación (S) - Estimación planes de minado (D) - Control operación autónoma (D) 	5 min cada día = 0.08 15 min cada 4 horas = 1.50 30 min cada día = 0.50 15 min cada 4 horas = 1.50 10 min cada 4 horas = 1.00 ----- 4.58	
Frecuencia de utilización: E= al inicio y eventualmente D= operación diaria S= actualización semanal	+ Imprevistos 20% 0.92 ----- Horas Operación/Día = 5.50	
El costo se compone de los elementos LABOR e INSUMOS, donde el rubro LABOR es determinante.	En 6 estaciones por 30 días: $30 * 6 * 5.50 * 3.85 =$	3,812
	COSTO INSUMOS: 5% Costo Labor	191

<ul style="list-style-type: none"> • Depreciación del Hardware: <ul style="list-style-type: none"> - Tasa de depreciación: 33.3% anual - Costo de adquisición: <p>$10000 + 12000 + 5000 + 2000 = 29,000$</p>	<p>Depreciación anual: $29,000 * 0.333 = \text{US\\$ } 9,657$ Depreciación mensual: $9,657 / 12 =$</p>	805
<ul style="list-style-type: none"> • Mantenimiento del Software de Aplicación: <ul style="list-style-type: none"> - Tasa anual: 10% (Costo Desarrollo) - Costo de desarrollo: <p>$2400 + 12800 = 15,200$</p>	<p>Mantenimiento anual: $15,200 * 0.10 = \text{US\\$ } 1,520$ Mantenimiento mensual: $1,520 / 12 =$</p>	127
<ul style="list-style-type: none"> • Mantenimiento del Hardware: <ul style="list-style-type: none"> - Tasa anual: 10% (Costo Adquisición) - Costo de Adquisición: US\$ 29,000 	<p>Mantenimiento anual: $29,000 * 0.10 = \text{US\\$ } 2,900$ Mantenimiento mensual: $2,900 / 12 =$</p>	242
TOTAL COSTO MENS. OPERACIÓN		5,177

5.3. BENEFICIOS TANGIBLES E INTANGIBLES

El planeamiento minero y programación de operaciones es una área en la cual las facilidades de computación proveen considerable beneficio. Con apropiadas facilidades el ingeniero de planeamiento tiene tiempo para examinar iterativamente un rango de opciones y no tiene que confiar únicamente en su experiencia. Esto es particularmente cierto en el contexto del planeamiento a corto plazo donde el ingeniero está forzado a trabajar dentro de severas restricciones de tiempo. [HOU86]

6.3.1. BENEFICIOS TANGIBLES

La evaluación oportuna de diferentes alternativas óptimas de

- alternativas de alimentación de mineral a concentradora,
- extracción de mineral de los tajeos y frentes de mina y tajo, y
- asignación de recursos, tanto en equipo y personal.

...permitirá obtener las siguientes mejoras tangibles en la productividad

- a) reducir la fluctuación diaria de la ley de cabeza, a fin de mejorar significativamente los resultados metalúrgicos en grado de concentrado, recuperación y leyes de contaminantes en el concentrado, con un impacto positivo sobre la contribución económica.
- b) priorizar la extracción de labores denominadas pobres y/o contaminadas, permitiendo el óptimo aprovechamiento de las reservas.
- c) minimizar el costo variable total de minado y concentración, por el uso más efectivo de los recursos.

Según los criterios utilizados por King y Schrems [PRE92] también se prevé lograr los siguientes beneficios tangibles por efecto de la aplicación del Modelo de Planeamiento de Minado a Corto Plazo:

- Mejoras en la productividad:
 - Reducción del costo de tareas de búsqueda de información, de cálculo y de impresión,
 - Reducción del tiempo en tareas de actualización de datos.
- Incremento en el nivel de servicio de apoyo técnico:
 - Incremento en precisión y confiabilidad.
 - Incremento en la calidad y amplitud de los servicios.
 - Incremento en el nivel de control.
 - Prevención de pérdidas de oportunidad.

Sin embargo estos beneficios están asociados a la utilización del Sistema por parte de los ingenieros, sobrestantes y oficinistas de los departamentos involucrados. Como esto no implica necesariamente una reducción de dicho personal, y menos aún su incremento, entonces el ahorro no es significativo. Antes bien, se trata de mejorar el desempeño del personal que labora actualmente. Si el caso lo ameritase, por ejemplo ante una eventual reducción de calculistas, allí sería necesario estimar el ahorro por tal reducción de personal.

Por tanto en el presente análisis se toman en cuenta únicamente los beneficios tangibles referidos a una mejora de los resultados económicos.

6.3.2. BENEFICIOS INTANGIBLES

Estos son los efectos indirectos sobre el sistema real:

- Efecto de la sistematización:
 - Adquisición de nuevas posibilidades u horizontes.
 - Corrección de límites interdepartamentales (efecto de balanceo)
 - Innovación en la administración (efecto de mayor integración)
 - Incremento de flexibilidad y confianza en el proceso de toma de decisiones gerenciales

- Efecto educativo en el personal:
 - Conciencia de crecimiento
 - Difusión del concepto "trabajo en equipo"
 - Mayor habilidad para implementar rápidamente cambios dictaminados por influencias externas fluctuantes

- Mejora de la imagen institucional:
 - Imagen de la corporación
 - Incremento en la confianza de los clientes o usuarios

6.3.3. ESTIMACIÓN DEL BENEFICIO MENSUAL

Están referidos a los beneficios tangibles. Para ello estamos tomando los estimados de la "Evaluación Económica Plan Operativo 1995 U.P.Andaychagua" de Centromín Perú S.A., que hemos usado como ejemplo en el capítulo anterior.

RUBRO	US\$
<ul style="list-style-type: none">• Mejora de los resultados metalúrgicos y reducción de contaminantes en el concentrado, por un blending óptimo del mineral de cabeza, dando un incremento de la contribución económica. <p>Considerando un incremento del 0.5% en el valor proyectado de ingresos anuales, tendremos:</p> <p>Beneficio Anual: $US\\$ 18,296,000 * 0.005 = US\\$ 91,480$ Beneficio Mensual: $91,480 / 12 =$</p>	7,623

<ul style="list-style-type: none"> Mejora en la utilización de las reservas, por priorizar la extracción de labores "pobres y/o contaminadas", con el consiguiente "ahorro" de mineral de las labores ricas. <p>Considerando un "ahorro" del 0.5% del total de reservas probadas y probables de Andaychagua para 1994, cuyo valor promedio por tonelada es de US\$ 42.71, tendremos:</p> <p>Beneficio Anual: $1,474,030 \text{ TMS} * 42.71 \text{ \\$/TMS} * 0.005 = \text{US\\$ } 314,780$ Beneficio Mensual: $314,780 / 12 =$</p>	26,232
<ul style="list-style-type: none"> Reducción del costo total directo de minado y concentración, por el uso mas efectivo de los recursos. <p>Considerando una reducción del 0.5% de los costos directos de producción proyectados para 1995 en la Unidad Minera de Andaychagua tendremos:</p> <p>Beneficio Anual: $\text{US\\$ } 12,830,000 * 0.005 = \text{US\\$ } 64,150$ Beneficio Mensual: $64,150 / 12 =$</p>	5,346
TOTAL BENEFICIO MENSUAL	39,201

6.4. VALORIZACIÓN DEL MODELO DE MEZCLAS

6.4.1. PERIODO DE RECUPERACIÓN SIMPLE

$$\text{FRS} = \frac{\text{Costo de Desarrollo del Sistema}}{(\text{Beneficio Mensual} - \text{Costo Mensual de Operación})} \text{ , (meses)}$$

$$\text{FRS} = \frac{75,600}{(39,201 - 5,177)} = 2.23 \text{ meses}$$

La inversión en este modelo puede pagarse en un trimestre.

6.4.2. VALOR PRESENTE NETO

Este cálculo es puramente referencial, a fin de determinar el probable valor del software en el mercado. Se han utilizado los indicadores que se mencionan en la Directiva para la Elaboración del Presupuesto 1995. [CP94C].

Ciclo de Vida del Sistema: 3 años = 36 meses

Monto de Inversión: US\$ 75,600. Período de Inversión: 16 semanas = 4 meses

		Mes	Flujo de Fondos
Desembolsos mensuales: US\$ 75,600 / 4 =	18,900	1	(18,900)
		2	(18,900)
Periodo de Operación: 3 años = 36 meses		3	(18,900)
Flujo de Fondos Neto: US\$ 39,201 - 5,177 =	34,024	4	(18,900)
Tasa Anual de Descuento (TAMEX) =	0.1500	5	34,024
Tasa Mensual (TMXMES) =	0.0117	6	34,024
(1 + TAMEX) = (1 + TMXMES) ¹²		7	34,024
		8	34,024
VALOR PRESENTE NETO (US\$) =	875,973	9	34,024
(calculado con funciones de Excel 4.0)		10	34,024
		----	-----
		39	34,024
		40	34,024

COMENTARIOS SOBRE LA VALORIZACION :

1. Este valor VPN estimado de US\$ 875,973 sirve únicamente para enfatizar la mejora potencial de la operación a lograrse mediante la aplicación del Modelo.
2. Aun en el caso de excluir el "ahorro" de reservas, la inversión en el desarrollo y puesta en operación del modelo puede pagarse en menos de un año, probablemente en un trimestre.

CAPITULO 7

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

7.1. RESPECTO A LA FORMULACION DEL MODELO

Se ha demostrado la viabilidad de construir un modelo matemático de planeamiento de minado a corto plazo, con las siguientes características:

- a) de concepción matemática sencilla y robusta a la vez, tal que responda rápidamente a las condiciones operacionales mineras de cualquier Unidad de Producción en particular,
- b) que permite examinar diferentes alternativas de planeamiento variando únicamente las prioridades de las múltiples metas, algunas de ellas incompatibles entre sí; de este modo ha sido posible llegar a soluciones de compromiso a un nivel óptimo, como en caso ejemplo de la U.P.Andaychagua

7.2. RESPECTO A SU PUESTA EN PRACTICA

Asimismo ha sido posible demostrar la factibilidad de aplicar un modelo matemático para su uso rutinario en la operación minera, de modo tal que:

- a) apoye la labor diaria del ingeniero a cargo de las operaciones de producción, permitiéndole efectuar las correcciones necesarias para conseguir los objetivos programados,
- b) su implementación apoye cambios sustanciales en los procedimientos de organización, dirección y control, orientando hacia el logro de mayor eficiencia y productividad, y sin demandar costosas inversiones,

- c) su aplicación pueda aportar significativos beneficios económicos, tanto por el incremento de ingresos debido a una alimentación óptima de mineral a concentradora, como por el ahorro debido a la asignación eficaz de los recursos en general.

De este modo se quiebra un paradigma común en nuestras minas: "los modelos matemáticos son sólo artefactos teóricos que no pueden ser aplicados en la operación minera, y están restringidos a un fin puramente académico".

7.3. RECOMENDACIONES

- a) Construir el sistema de información que se ha delineado en el capítulo 4. De este modo se logrará el máximo beneficio mediante la aplicación rutinaria del modelo.
- b) Inducir al uso de modelos matemáticos mediante la adaptación inmediata del caso ejemplo de la U.P.Andaychagua a cualquier operación minera en particular. El objetivo es ganar práctica en el manejo de este artefacto.



BIBLIOGRAFÍA

- [ALV90] ALVAREZ, Jorge: "Investigación de Operaciones. Programación Lineal". Universidad Nacional de Ingeniería. 1ra. Edición. Lima, Marzo 1990.
- [ARB93] ARBILDO, Aurelio: "Automatización, Necesidad Impostergable". Seminario de Automatización y Control Industrial. Centromin Perú S.A. La Oroya, Julio 1993.
- [AVI91] AVILA A., Roberto: "Introducción a la Metodología de la Investigación. La Tesis Profesional". CONCYTEC. Estudios y Ediciones RA. Lima, 1991.
- [BOY73] BOYD, James T.: "Administration and Management". SME Mining Engineering Handbook, Vol. 2. Cummins-Given. SME-AIME. New York, 1973.
- [BUL80] BULLOCK, Robert L.: General Mine Planning. "Underground Mining Methods Handbook". SME-AIME. Colorado, USA. 1980.
- [COR84] CÓRDOVA, Javier: "Modelo Matemático de Minas Casapalca-Prueba Histórica I Trimestre 1983". Informe. Dpto. Modelos Matemáticos. SubGerencia de Informática-CMPSA. Mayo 1984.
- [COR85] CÓRDOVA, Javier: "Documentación para el Plan Anual de Minado 1985-Modelo de Minas Casapalca". Dpto. Modelos Matemáticos. SubGerencia de Informática-CMPSA. Febrero 1985.
- [CP94A] CENTROMIN: "Diagnóstico y Proyecciones a Mediano y Largo Plazo - U.P. Andaychagua". Gerencia de Operaciones Mineras. La Oroya, Setiembre 1994.
- [CP94B] CENTROMIN: "Evaluación Económica Plan Operativo 1995 - U.P. Andaychagua". Superintendencia General U.P. Andaychagua. La Oroya, Octubre 1994.
- [CP94C] CENTROMIN: "Directivas para la Formulación del Presupuesto Operativo y de Inversiones 1995". Memo GEGE-504-94. Lima, Setiembre 1994.

- [CRO78] CROUSILLAT, César: "Aspectos referentes a la Formulación del Modelo de Minas y Cronograma de Trabajo". Memo interno. Dpto. Sistemas de Computadora - CMPSA. Lima, Mayo 1978.
- [CZW93] CZWALINNA, Hans-Jürgen: "Progress in the Automation of the German Hardcoal Industry". World Mining Equipment. Metal Bulletin plc, Surrey, UK. January 1993. pp.12-13.
- [DAN84] DANCE, Alfonso: "Trabajos requeridos para el Modelo de Decisiones Corporativas". Dpto. Modelos Matemáticos, SubDirección de Modelos de Gestión. CMPSA. 29-11-84
- [DAV77] DAVID, Michel: "Geostatistical Ore Reserve Estimation". Ecole Polytechnique, Université de Montréal, Quebec - Canada. Elsevier Scientific Publishing Company. Amsterdam, 1977.
- [DUL80] DULANTO, Ambrosio: "Programación Lineal en Planeamiento de Producción y Control de Calidad de Leyes". Empresa Minera del Hierro del Perú. XV Convención de Ingenieros de Minas. Trujillo. Octubre 1980
- [FUJ89] FUJITSU Research Institute for Advanced Information Systems & Economics: "Decision Support System". Okinawa International Centre/JICA. Okinawa, Japan. 1989. pp.12.
- [GIB91] GIBBS, Betty L.: "Mineral Industry Software". Mining Annual Review 1991. Mining Magazine.
- [GUT84] GUTIÉRREZ, Herbert; RAMIREZ, Martín: "Manual de Usuario del Sistema de Cierre de Minas". Planta de Preparación, Fundición y Refinerías. SGI-CMPSA. Marzo 1984.
- [GUT92] GUTIÉRREZ, Herbert: "Modelo de Asignación de Energía a las Unidades de Producción de Centromín". Dpto. Sistemas de Información y Modelos Matemáticos. Oficina de Informática- CMPSA. Junio 1992.
- [GUT93] GUTIÉRREZ, Herberth: "Modelos en Centromín". Introducción al Curso sobre Modelos Matemáticos para Operaciones. La Oroya. Febrero 1993.
- [HEW62] HEWLETT, R.F., DOTSON, J.C.: "Formulating Computer Problems". Symposium on Mathematical Techniques and Computer Applications in Mining and Exploration. Univ. of Arizona, USA. March 1962.

- [HIL91] HILLIER, F.S., LIEBERMAN, G.J.: "Introducción a la Investigación de Operaciones". V Edición. MCMXC by McGraw-Hill, Inc., U.S.A. Tercera edición en español. México 1991.
- [HOU86] HOULDING, Simon W.: "Benefits and misconceptions of mining computing". International Mining. October 1986.
- [JOU77] JOURNEL, A.: "Resources in situ et reserves recuperables". Geostatistique Minière. Centre de Morphologie Mathématique, Fontainebleau, France. 1977.
- [KHA91] KHADEM, R.: "Administración en Una Página". Editorial NORMA. 1991
- [KIN82] KING, H., McMAHON, D., BUJTOR, G.: "A Guide to the Understanding of Ore Reserve Estimation". Proceedings No. 281 of The Australasian Institute of Mining and Metallurgy. Parkville, Victoria, Australia. March 1982.
- [LAN62] LANE, Kenneth F.: "The Introduction of Grade Variations to Maximize Profits". Symposium on Mathematical Techniques and Computer Applications in Mining and Exploration. Univ. of Arizona, USA. March 1962.
- [LAN88] LANE, Kenneth F.: "The Economic Definition of Ore. Cut-Off Grades in Theory and Practice". Mining Journal Books Ltd., London, England. 1988.
- [LAR82] LARREA, José L.: "Visión General de la Investigación Operativa". Estudios Empresariales (No. 47). Lima, 1982.
- [LAU70] LAURENT, Claude: "Método de Explotación por Corte y Relleno". Compagnie des Mines de Huarón. Universidad Nacional de Ingeniería. Lima, 1970.
- [LEE89] LEEMANS, Dirk V.: "Modelo de Blending para Cerro de Pasco". Cooperante del Canadian Executive Services Organization. Oct. 1989
- [LIE/76] LIETAER, B., MOYA, M., GONZALES, J.A.: "Modelo Matemático para Planificación de Operaciones Mineras". Reporte Gerencial Modelo de Minas. Dpto. Sistemas de Computadora - CMPSA. Junio 1976.
- [LUN88] LUNA, Rolando: "Cut Off y Valorización de una Veta". Centromín Perú S.A. XIX Convención de Ingenieros de Minas. Tacna. Octubre 1988.
- [MAG93] MAGDITS, Alejandro: "Manufactura Integrada por Computadora". IBM del Perú S.A. Lima, Junio 1993.

- [MAN85] MANYARI, María: "Modelo de rentabilidad óptima aplicada a la comercialización de minerales en MINPECO S.A" I Coloquio Nacional de Investigación Operativa. CONCYTEC. Lima, Set. 1985.
- [MUT73] MUTMANSKY, Jan M.: "System Engineering". SME Mining Engineering Handbook, Vol. 2. Cummins-Given. SME-AIME. New York, 1973.
- [MUT79] MUTMANSKY, Jan M.: "Computing and Operations Research Techniques for Production Scheduling". Computer Methods for the 80's in the Mineral Industry. Alfred Weiss. SME-AIME. New York. 1979.
- [NEI88] NEIRA, Carlos, OROZCO, Agapito: "Modelo de Mezclas de Mineral". Documento de Trabajo. SGI-CMPESA. Junio 1988.
- [OIC90] OIC/JICA : "Systems Analysis". Okinawa International Center. Okinawa, Japan. 1990.
- [ORO82] OROZCO, Agapito: "Análisis del Cut-Off". SGI-CMPESA. Nov. 1982.
- [ORO89] OROZCO, Agapito: "Desarrollo del Modelo de Mezclas y su Calibración para Mina Casapalca". Documento de Trabajo. Abril 1989. SGI-CMPESA.
- [ORO92] OROZCO, Agapito: "Revisión de Modelos de Planificación Minera Desarrollados en Centromín Perú". Informe DIO-089-92. Dirección de Informática Operaciones. CMPESA. Octubre 1992.
- [ORO93] OROZCO, A.; PEÑA, M.: "Desarrollo del Sistema de Control Geológico del Tajo Raúl Rojas". "Modelo de Blending de Minerales de Cerro de Pasco". Documentos Internos. Unidad Cerro de Pasco, CMPESA. Mayo-Agosto 1993.
- [ORO94] OROZCO, Agapito: "Resultados de la Corrida del Modelo de Mezclas para la Unidad Andaychagua - Planeamiento Operativo 1995". Informe DIO-345/94. Dirección de Informática Operaciones, CMPESA. Diciembre 1994.
- [PRA80] PRAWDA, Juan: "Métodos y Modelos de Investigación de Operaciones". Vol II. Modelos estocásticos. México. Setiembre 1980.
- [PRES92] PRESSMAN, Roger S.: "Software Engineering". A Practitioner's Approach. 3ra.Ed. McGraw-Hill, Inc. New York 1992.
- [RAM88] RAMIREZ, J.C.: "Parámetros de Planeamiento a Mediano y Largo Plazo en Minas a Cielo Abierto: Aplicación en Cuajone". Southern Peru Copper Corp. XIX Convención de Ingenieros de Minas. Tacna. Octubre 1988.

- [REG86] REGALADO, Manuel: "Investigación Científica". Compendios Roberman. 2da. Edición. Lima, 1986.
- [REU85] REUSCHE, Larry: "Modelo de Preparación de Lechos de Fusión". Sistema de Cierre de Camas, Planta de Preparación, Fundición y Refinerías. SGI-CMPESA. I Coloquio Nacional de Investigación Operativa. Lima, Set. 1985.
- [ROM92] ROMAN, Edgar; SALVADOR, Arturo: Comunicación Oral. Dptos. Geología e Ingeniería de Cerro de Pasco-CMPESA. 13-10-92.
- [SAL92] SALAZAR, L., OLIVERA, F., BOJORQUEZ, R., EGAS, A.: "Instrumentación, Control y Automatización de la Planta Concentradora Paragsha". Centromin Perú S.A.. Congreso Internacional de Metalurgia, Lima 1992.
- [SCH83] SCHRAGE, Linus: "Linear, Integer and Quadratic Programming with LINDO". Second Edition. University of Chicago. The Scientific Press. Chicago, Nov. 1983.
- [SCH89] SCHRAGE, Linus: "User's Manual for LINDO". Fourth Edition. Graduate School of Business. University of Chicago, The Scientific Press. San Francisco. 1989.
- [SEN92] SENN, J.A.: "Análisis y Diseño de Sistemas de Información". McGraw-Hill Interamericana de Mexico. 1992. 2da.edic.
- [SHU93] SHURTZ, Robert F., STEPHENS, G.A.: "Optimal Mine Exploitation by Geometric Analysis". Engineering and Mining Journal. September 1993.
- [SPE94] SPENCER, Ken: "OMNI with OSL for the IBM RS/6000". Descripción del software OMNI para desarrollo de modelos de programación lineal. Haverly Systems Inc. New Jersey, U.S.A. January 1994.
- [SWI75] SWITZER, P., PARKER, H.: "The Statistics of Selective Mining". National Science Foundation Grant. Department of Statistics, Stanford University, California. Technical Report No. 75, October 3, 1975.
- [TUM90] TUMIALAN, Jaime: "Estrategias de la Gerencia de Operaciones Mineras". Centromin Perú S.A. La Oroya, Octubre 1990.
- [VIL90] VILLANUEVA, J.E.: "Ingeniería de la Información". OEA-CONCYTEC-INICTEL. Lima-Perú. Seminario. Febrero 1990.