



UNIVERSIDAD NACIONAL  
AVENIDA DE  
MEXICO

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA  
DE MEXICO

600568

4  
28

FACULTAD DE QUIMICA  
DIVISION DE ESTUDIOS DE POSGRADO

MODELO PARA LA EVALUACION  
ECONOMICA DE PROYECTOS  
MINEROS

T E S I S

FALLA DE ORIGEN

QUE PARA OBTENER EL GRADO DE  
MAESTRO EN INGENIERIA QUIMICA  
(INGENIERIA DE PROYECTOS)  
P R E S E N T A :  
ING. ALEJANDRO ENRIQUE INCLAN ZAGAL



MEXICO, D.F.

1995



Universidad Nacional  
Autónoma de México



## **UNAM – Dirección General de Bibliotecas Tesis Digitales Restricciones de uso**

### **DERECHOS RESERVADOS © PROHIBIDA SU REPRODUCCIÓN TOTAL O PARCIAL**

Todo el material contenido en esta tesis está protegido por la Ley Federal del Derecho de Autor (LFDA) de los Estados Unidos Mexicanos (México).

El uso de imágenes, fragmentos de videos, y demás material que sea objeto de protección de los derechos de autor, será exclusivamente para fines educativos e informativos y deberá citar la fuente donde la obtuvo mencionando el autor o autores. Cualquier uso distinto como el lucro, reproducción, edición o modificación, será perseguido y sancionado por el respectivo titular de los Derechos de Autor.



UNIVERSIDAD NACIONAL  
AVENIDA DE  
MEXICO

FACULTAD DE QUÍMICA  
DIRECCIÓN

LIC. ANTONIO DÍAZ GARCÍA  
JEFE DE LA UNIDAD DE  
REGISTRO E INFORMACIÓN  
CIUDAD UNIVERSITARIA  
P R E S E N T E .

Me es grato informarle que el alumno, ALEJANDRO ENRIQUE INCLÁN ZAGAL, presentará próximamente su Examen para obtener el grado de Maestro en Ingeniería Química (Ingeniería de Proyectos), ante el siguiente jurado:

Presidente:	M. en C. Ernesto Ríos Montero.
Primer Vocal:	M. en C. Leticia Lozano Ríos.
Secretario:	Dr. Constantino Alvarez Fuster.
Primer Suplente:	M. en C. Eduardo Montaña Aubert.
Segundo Suplente:	Ing. José Antonio Ortiz Ramírez.

Sin otro particular de momento, aprovecho la ocasión para enviarle un cordial saludo.

A T E N T A M E N T E .  
"POR MI RAZA HABLARÁ EL ESPÍRITU"  
Ciudad Universitaria, D. F. a 3 de julio de 1995.

  
DR. ANDONI GARRITZ RUIZ  
DIRECTOR

C.c.p. Integrantes del Jurado  
C.c.p. Coordinador de Área  
C.c.p. Departamento de Control Escolar  
C.c.p. Interesado  
\*mmc.



UNIVERSIDAD NACIONAL  
AUTÓNOMA DE  
MÉXICO

México D.F., a 7 de Junio de 1995

ASUNTO: VOTO DE APROBACIÓN DE TESIS

Dr. Gustavo García de la Mora  
Jefe de la División de Estudios de Posgrado  
Facultad de Química  
Presente.

Por medio de la presente hago de su conocimiento que como miembro del jurado, otorgo mi voto aprobatorio de la tesis intitulada: "Modelo para la Evaluación Económica de Proyectos Mineros", presentada por el Ing. Alejandro Enrique Inclán Zagal.

Atentamente:

M.C. Ernesto Ríos Montero

c.c.p. Dr. Julio Landgrave Romero  
Coordinador de la Maestría de Ingeniería de Proyectos



UNIVERSIDAD NACIONAL  
AVENIDA DE  
MEXICO

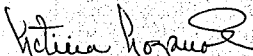
México D.F., a 21 de Agosto de 1995

ASUNTO: VOTO DE APROBACIÓN DE TESIS

Dr. Gustavo García de la Mora  
Jefe de la División de Estudios de Posgrado  
Facultad de Química  
Presente.

Por medio de la presente hago de su conocimiento que como miembro del jurado, otorgo mi voto aprobatorio de la tesis intitulada: "Modelo para la Evaluación Económica de Proyectos Mineros", presentada por el Ing. Alejandro Enrique Inclán Zagal.

Atentamente:

  
M.C. Leticia Lozano Ríos

c.c.p. Dr. Julio Landgrave Romero  
Coordinador de la Maestría de Ingeniería de Proyectos



UNIVERSIDAD NACIONAL  
AVENIDA DE  
MEXICO

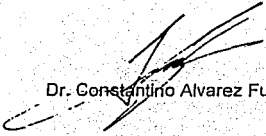
México D.F., a 7 de Junio de 1995

ASUNTO: VOTO DE APROBACIÓN DE TESIS

Dr. Gustavo García de la Mora  
Jefe de la División de Estudios de Posgrado  
Facultad de Química  
Presente.

Por medio de la presente hago de su conocimiento que como miembro del jurado, otorgo mi voto aprobatorio de la tesis intitulada: "Modelo para la Evaluación Económica de Proyectos Mineros", presentada por el Ing. Alejandro Enrique Inclán Zagal.

Atentamente:



Dr. Constantino Alvarez Fuster

c.c.p. Dr. Julio Landgrave Romero  
Coordinador de la Maestría de Ingeniería de Proyectos



UNIVERSIDAD NACIONAL  
AVENIDA DE  
MEXICO

México D.F., a 11 de Julio de 1995

ASUNTO: VOTO DE APROBACIÓN DE TESIS

Dr. Gustavo García de la Mora  
Jefe de la División de Estudios de Posgrado  
Facultad de Química  
Presente.

Por medio de la presente hago de su conocimiento que como miembro del jurado, otorgo mi voto aprobatorio de la tesis intitulada: "Modelo para la Evaluación Económica de Proyectos Mineros", presentada por el Ing. Alejandro Enrique Inclán Zagal.

Atentamente:

M.C. Eduardo Montaña Aubert

c.c.p. Dr. Julio Landgrave Romero  
Coordinador de la Maestría de Ingeniería de Proyectos



UNIVERSIDAD NACIONAL  
AVENIDA DE  
MEXICO

México D.F., a 7 de Junio de 1995

ASUNTO: VOTO DE APROBACIÓN DE TESIS

Dr. Gustavo García de la Mora  
Jefe de la División de Estudios de Posgrado  
Facultad de Química  
Presente.

Por medio de la presente hago de su conocimiento que como miembro del jurado, otorgo mi voto aprobatorio de la tesis intitulada: "Modelo para la Evaluación Económica de Proyectos Mineros", presentada por el Ing. Alejandro Enrique Inclán Zagal.

Atentamente:

Ing. José Antonio Ortiz Ramírez

c.c.p. Dr. Julio Landgrave Romero  
Coordinador de la Maestría de Ingeniería de Proyectos



***Dedico este trabajo a mi familia. Para Alejandra y Gabriela con el mensaje de que no importa la edad o las circunstancias, si existe la convicción se llega a el objetivo. A Patricia por el tiempo que me dedico para realizar esta tesis.***

***Agradezco al personal de la Subdirección de Planeación y Desarrollo de Servicios Industriales Peñoles, el haberme hecho participe de muchas de las experiencias plasmadas en este documento.***

***Mi gratitud a la Universidad Nacional Autónoma de México, por la oportunidad que me dio de estudiar en sus aulas.***

## RESUMEN

En los primeros años de esta década, los precios de los metales han sufrido una caída constante, propiciada por aspectos económicos, ecológicos y de innovaciones tecnológicas. Sin embargo los proyectos de exploración y desarrollo de minas han continuado debido al gran potencial que en esta materia se tiene en nuestro país.

La situación anterior junto con los presentes fenómenos económico - políticos presentes, ha provocado que las inversiones se deban de analizar desde una perspectiva más amplia. Esto es considerando todas las variables técnico - económicas inherentes a estos proyectos, de tal manera que se obtenga un equilibrio entre los aspectos técnicos y financieros.

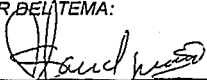
Como consecuencia de lo anterior se ha desarrollado un modelo, el cual esta basado en la metodología para evaluación de proyectos de la industria química, pero que considera las variables específicas de la industria minera.

Con este modelo se logra el control de las variables, lo cual redundo en un incremento en la capacidad de respuesta a cambios. De igual forma se disminuyen los errores potenciales al manejar una gran variedad de datos técnicos - financieros. Otra ventaja es el manejo de estos al mismo tiempo y en un solo documento.

Este modelo se ha probado comparando el comportamiento financiero de los proyectos evaluados, con su desempeño; evaluados no negocios en marcha lográndose una confiable congruencia.

Los beneficios de la inversión en proyectos mineros son a largo plazo, por lo tanto, los parámetros que calcula el modelo sobre rentabilidad deben tomar en cuenta situaciones extremas diversas para que sean fidedignos y confiables, durante la vida del proyecto. Así mismo, debido a su enfoque técnico-financiero, este modelo pretende ser una herramienta práctica para los niveles de toma de decisiones de las corporaciones mineras del país.

ASESOR BELTEMA:



DR. JULIO LANDGRAVE ROMERO

# MODELO PARA LA EVALUACIÓN ECONÓMICA DE PROYECTOS MINEROS

## ÍNDICE GENERAL

### OBJETIVOS DE LA TESIS.

Capítulo		Página
I	<b>SITUACIÓN ACTUAL DEL SECTOR MINERO EN MÉXICO.</b>	
	1.1. Principales metales producidos en México	1
	1.2. Producción actual y tendencias.	3
	1.3. Precios internacionales de los metales.	14
	1.4. Análisis de las causas de fluctuación de los precios internacionales.	17
II	<b>ESTRUCTURA DE LOS PROYECTOS MINEROS.</b>	
	2.1. La fase de exploración.	21
	2.2. Descripción de las partes principales.	24
	2.2.1. Mina.	24
	2.2.2. Planta de concentración o beneficio	26
	2.2.3. Colonia habitacional.	28
	2.2.4. Presa de jales.	29
	2.2.5. Infraestructura.	30
	2.3. Descripción de la tecnología de proceso.	32
	2.4. Organización de las fases de ingeniería y construcción.	45
	2.5. Organización durante la operación.	52
III	<b>PLANTEAMIENTO DEL MODELO DE EVALUACIÓN DE INVERSIONES.</b>	
	3.1. Definición de los parámetros de rentabilidad.	53
	3.2. Estados financieros requeridos.	56
	3.3. Estructura del capital y tasa de rendimiento.	62
	3.4. Análisis de sensibilidad.	65
IV	<b>DESARROLLO DEL MODELO DE EVALUACIÓN ECONÓMICA.</b>	
	4.1. Reservas minables.	70
	4.2. Gastos de exploración.	73
	4.3. Gastos para el desarrollo de mina y del lugar.	74
	4.4. Balance metalúrgico.	75
	4.5. Capacidad de la mina y planta de concentración.	77
	4.6. Liquidación de concentrados.	78

	4.7. Costos de operación.	85
	4.7.1. Mina.	86
	4.7.2. Planta de concentración.	87
	4.8. Inversión requerida.	90
	4.9. Gastos de transporte de concentrados.	111
<b>V</b>	<b>PROYECTO BISMARCK. APLICACIÓN DEL MODELO DE EVALUACIÓN ECONÓMICA.</b>	
	5.1. Localización.	115
	5.2. Premisas de evaluación.	116
	5.3. Estimación de costos de operación.	122
	5.4. Estimación de inversión.	127
	5.5. Determinación de los parámetros de rentabilidad.	145
	5.6. Análisis de sensibilidad.	161
<b>VI</b>	<b>CONCLUSIONES.</b>	<b>163</b>
	<b>BIBLIOGRAFÍA.</b>	

# ÍNDICE DE FIGURAS

## CAPÍTULO I

TÍTULO	PÁGINA
1.1 LOCALIZACIÓN DE LOS PRINCIPALES YACIMIENTOS EN MÉXICO	2
1.2 PRODUCCIÓN HISTORICA DE PLOMO REFINADO EN MÉXICO	5
1.3 TENDENCIAS DEL USO DEL PLOMO EN EL MUNDO	6
1.4 USOS DEL PLOMO EN MÉXICO	6
1.5 USOS DEL ZINC EN MÉXICO	7
1.6 PRODUCCIÓN DE ZINC REFINADO EN MÉXICO	7
1.7 USOS DEL COBRE EN MÉXICO	9
1.8 PRODUCCIÓN DE COBRE REFINADO EN MÉXICO	9
1.9 PRODUCCIÓN DE PLATA EN MÉXICO	11
1.10 USOS DE LA PLATA EN MÉXICO	12
1.11 PRODUCCIÓN DE ORO EN MÉXICO	13
1.12 USOS DEL ORO EN MÉXICO	13
1.13 COMPORTAMIENTO HISTORICO PRECIOS DEL PLOMO	14
1.14 COMPORTAMIENTO HISTORICO PRECIOS DEL ZINC	15
1.15 COMPORTAMIENTO HISTORICO PRECIOS DEL COBRE	15
1.16 COMPORTAMIENTO HISTORICO PRECIOS DE LA PLATA	16
1.17 COMPORTAMIENTO HISTORICO PRECIOS DEL ORO	16
1.18 PRONOSTICO PRECIOS DEL PLOMO	18
1.19 PRONOSTICO PRECIOS DEL ZINC	19
1.20 PRONOSTICO PRECIOS DEL COBRE	19

## CAPÍTULO II

TÍTULO	PÁGINA
2.1 LAS ETAPAS DE LA EXPLORACIÓN.	21
2.2 CONCEPTUALIZACIÓN DE LOS PROYECTOS MINERO - METALURGICOS.	24
2.3 PRINCIPALES OPERACIONES MINERAS.	25
2.4 EQUIPOS INVOLUCRADOS EN LAS OPERACIONES MINERAS	26
2.5 COLONIA HABITACIONAL. ALCANCE	28
2.6 OPERACIÓN CONJUNTA PLANTA DE BENEFICIO - PRESA DE JALES.	29
2.7 OPERACIÓN CONVENCIONAL. REDUCCIÓN DE TAMAÑO.	37
2.8. OPERACIÓN CONVENCIONAL DE FLOTACIÓN Y OBTENCIÓN DE CONCENTRADOS.	41
2.9 OPERACIÓN CONVENCIONAL DE CIANURACIÓN Y OBTENCIÓN DE PRECIPITADOS.	44
2.10 ORGANIGRAMA PARA INGENIERÍA BASICA.	47
2.11 ORGANIGRAMA PARA INGENIERÍA DE DETALLE.	50
2.12 ORGANIGRAMA PARA LA CONSTRUCCIÓN.	51
2.13 ORGANIGRAMA PARA LA OPERACIÓN	52

## CAPÍTULO III

TÍTULO	PÁGINA
3.1 COMPOSICIÓN DEL FLUJO DE EFECTIVO.	53
3.2 ESQUEMA DEL ESTADO DE RESULTADOS.	57
3.3 ESQUEMA DEL CAPITAL DE TRABAJO.	58
3.4 ESQUEMA DEL FINANCIAMIENTO.	59
3.5 ESQUEMA DEL FLUJO DE EFECTIVO.	60
3.6 ESQUEMA DEL BALANCE GENERAL.	61
3.7 MATRIZ DE SENSIBILIDAD PARA UNA VARIABLE.	67
3.8 MATRIZ DE SENSIBILIDAD PARA DIFERENTES VARIABLES.	68

## CAPÍTULO IV

TÍTULO	PÁGINA
4.1 REPRESENTACIÓN GRÁFICA DE LOS DEPOSITOS MINERALES.	71
4.2 BALANCE METALÚRGICO. METODOLOGÍA.	76
4.3 CONTRATO TÍPICO PARA LIQUIDACIÓN DE CONCENTRADOS DE COBRE	79
4.4 LIQUIDACIÓN DE CONCENTRADOS DE COBRE. METODOLOGÍA	80
4.5 CONTRATO TÍPICO PARA LIQUIDACION DE CONCENTRADOS DE PLOMO.	81
4.6 LIQUIDACIÓN DE CONCENTRADOS DE PLOMO. METODOLOGÍA.	82
4.7 CONTRATO TÍPICO PARA LIQUIDACION DE CONCENTRADOS DE ZINC.	83
4.8 LIQUIDACIÓN DE CONCENTRADOS DE ZINC. METODOLOGÍA	84
4.9 DETERMINACIÓN DEL COSTO DE OPERACIÓN PARA EQUIPO MOVIL.	89

## CAPÍTULO V

TÍTULO	PÁGINA
5.1 LOCALIZACIÓN DEL PROYECTO BISMARCK.	115
5.2 PREMISAS DE EVALUACIÓN.	116
5.3 BALANCE METALÚRGICO. CONCENTRADO DE PLOMO.	117
5.4 BALANCE METALÚRGICO. CONCENTRADO DE ZINC.	117
5.5 BALANCE METALÚRGICO. CONCENTRADO DE COBRE.	118
5.6 DATOS PARA LIQUIDACIÓN DE CONCENTRADOS.	118
5.7 CEDULA DE LIQUIDACIÓN DE CONCENTRADOS.	119
5.8 CONSOLIDACIÓN DE LIQUIDACIONES	121
5.9 DETERMINACIÓN DE LOS COSTOS DE OPERACIÓN EN LA MINA.	122

TITULO	PÁGINA
5.10. DETERMINACIÓN DE LOS COSTOS DE OPERACIÓN EN LA PLANTA DE BENEFICIO.	124
5.11 CONSOLIDADO DE COSTOS DE OPERACIÓN Y ADMINISTRATIVOS.	125
5.12 ESTIMADO DE INVERSIÓN DE EQUIPO PARA MINA Y TOTAL PARA OBRA MINERA	130
5.13 LISTA DE EQUIPO. PLANTA DE BENEFICIO.	131
5.14 ESTIMADO DE INVERSIÓN DE EQUIPO. PLANTA DE BENEFICIO	138
5.15 ESTIMADO DE INVERSIÓN TOTAL DE LA PLANTA DE BENEFICIO. CIFRAS EN USD.	141
5.16 ESTIMADO DE INVERSIÓN INFRAESTRUCTURA URBANA E INDUSTRIAL. CIFRAS EN USD.	142
5.17 PROGRAMA DE REINVERSIONES	143
5.18 RESUMEN DE INVERIONES Y REINVERSIONES DEL PROYECTO	144
5.19 SECUENCIA PARA DETERMINAR LOS PARAMETROS DE RENTABILIDAD.	145
5.20 ESTADOS FINANCIEROS	146
5.21 MATRIZ Y CURVA DE SENSIBILIDAD	161



## ÍNDICE DE TABLAS

### CAPÍTULO I

TÍTULO	PÁGINA
1.1 PRINCIPALES MINERALES EXPLOTADOS EN MÉXICO	2
1.2 PRODUCCIÓN MINERA EN MÉXICO Y EN EL MUNDO	3
1.3 PRINCIPALES CONSULTORES EN EL MERCADO DE LOS METALES A NIVEL MUNDIAL	4
1.4 BOLSAS DE METALES EN EL MUNDO.	14
1.5 METALES MANEJADOS POR LAS BOLSAS.	14

### CAPÍTULO II

TÍTULO	PÁGINA
2.1 DESGLOSE DE ÁREAS EN PROYECTOS MINEROS.	46
2.2 DISCIPLINAS EN LA INGENIERÍA DE DETALLE.	48

### CAPÍTULO IV

TÍTULO	PÁGINA
4.1 RESERVAS NACIONALES DE PLOMO, ZINC Y COBRE EN Tons.	70
4.2 RESERVAS NACIONALES DE ORO Y PLATA EN kgs.	70
4.3 COSTO DE MANO DE OBRA EN MINAS SUBTERRANEAS.	86
4.4 DIFERENTES COSTOS DE OPERACIÓN EN FUNCIÓN DEL COSTO TOTAL.	87
4.5. DIFERENTES COSTOS DE OPERACIÓN EN FUNCIÓN DE OTRAS EROGACIONES.	88
4.6 INVERSIÓN SOBRE TONELADA DE PRODUCCIÓN. VALORES TÍPICOS.	91
4.7 PARAMETROS "a" y "b". COSTOS DE EQUIPO.	93
4.8 FACTORES $f_1$ . CALCULO DE INVERSIÓN TOTAL.	94

TÍTULO	PÁGINA
4.9 ÍNDICE NACIONAL DE PRECIOS AL PRODUCTOR (INPP).	108
4.10. SECTORES INVOLUCRADOS EN EL INPP Y EN LA MINERÍA.	108
4.11 ÍNDICE NACIONAL DE PRECIOS AL CONSUMIDOR (INPC).	110
4.12 COSTO DE FLETES PARA EMBARQUE DE CONCENTRADOS.	111

### CAPÍTULO V

TÍTULO	PÁGINA
5.1 DESGLOSE DE GASTOS PREOPERATIVOS.	127

## **OBJETIVOS DE LA TESIS.**

### **• OBJETIVO GENERAL:**

- ◆ Proponer un modelo de evaluación económica para proyectos mineros que aporte parámetros de rentabilidad confiables y que sirva de herramienta práctica para los niveles de toma de decisión de las empresas dedicadas a este sector.

### **▲ OBJETIVOS PARTICULARES:**

- ✓ Aprovechar las hojas de cálculo electrónicas para estructurar las evaluaciones económicas.
- ✓ Agrupar los datos técnicos y financieros de los proyectos para minimizar riesgos en este tipo de inversiones.
- ✓ Situar el mercado de los metales en contexto de estos proyectos.
- ✓ Enmarcar las características típicas que diferencian la evaluación económica de este tipo de proyectos.
- ✓ Definir una metodología para estructurar una evaluación económica de esta naturaleza.
- ✓ Aplicar el carácter multidisciplinario de la ingeniería de proyectos para la definición de estos proyectos.

## I. SITUACIÓN ACTUAL DEL SECTOR MINERO EN MÉXICO

### 1.1. Principales metales producidos en México

La minería en México ha sido siempre una actividad preponderante. Desde antes del descubrimiento de América, ya existía explotaciones mineras, como lo fueron el oro y piedras preciosas en el estado de Oaxaca, así como oro, plata y cobre en minas del estado de Michoacán.

A partir de 1548, cuando se descubrió el distrito minero de Guanajuato, México llegó a ser líder en la producción de metales preciosos, sin embargo, la producción minera ha desarrollado ciclos, con objeto de responder a cambios tecnológicos, económicos, y políticos.

Durante las décadas de 1930 y 1940, se alcanzaron los niveles más altos de producción al producirse el 40% de la producción mundial de plata, 15% de plomo, 10% de zinc, 4% de cobre y 3.5% de oro. En contraste en 1990, estos porcentajes se modificaron a 13.5% para la plata, 4.7% para el plomo, 4.1% para zinc, 3.2% para cobre y 0.43% de oro.

Los niveles más bajos de producción se registraron durante las décadas de 1960 y 1970, cuando las políticas gubernamentales y sus tramites, distorsionaron todas las expectativas de la minería hasta casi desaparecerla. En 1988, se inicia una serie de cambios en las leyes así como en las regulaciones, de tal manera que se deja a la industria minera casi fuera del control gubernamental.

Estos cambios culminan en Diciembre de 1993 cuando se elimina el límite de participación de inversión extranjera (49%), y se aprueba el Tratado de Libre Comercio.

A pesar de los bajos precios de los metales, en 1993 parece ser el punto de cambio para el crecimiento de la minería en México. Esto se ha logrado usando nuevos conceptos en exploración, nuevas tecnologías en la extracción y beneficio de los minerales así como un apropiado marco legal para inversiones extranjeras. Todo lo anterior ha redundado en el inicio de proyectos nunca antes vistos en México, como son las operaciones de "lixiviación de oro en montones" (Heap Leaching), desarrollándose actualmente en Santa Getrudis, en el estado de Sonora, así como el desarrollo de pequeñas operaciones para la explotación de oro en los estados de Chihuahua y Coahuila.

Para fines de este trabajo se muestra una división en la producción minera (no ferrosa) del país, separando la misma en metálica y no metálica, esta no es de ninguna manera limitativa respecto a otras clasificaciones:

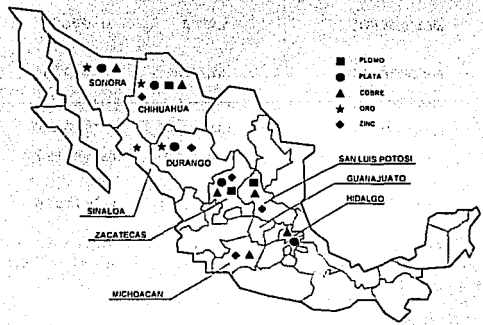
TABLA 1.1 PRINCIPALES MINERALES EXPLOTADOS EN MÉXICO

<i><b>METÁLICA</b></i>	<i><b>NO METÁLICA</b></i>
ORO	SULFATO DE SODIO
PLATA	BARITA
PLOMO	CELESTITA
ZINC	GRAFITO
COBRE	FLUORITA
BISMUTO	AZUFRE
CADMIO	SAL
MERCURIO	YESO
ANTIMONIO	
ARSENICO	
MANGANESO	

Como se muestra, la producción nacional es muy variada, sin embargo las operaciones de más significancia se relacionan a la explotación de cinco metales (no ferrosos); Plomo, Zinc, Cobre, Oro y Plata.

Esto se confirma con la exploración realizada en todo el territorio, y que sitúa los distritos mineros con más potencial en la parte centro y noroeste del país según se muestra enseguida:

FIG. 1.1 LOCALIZACIÓN DE LOS PRINCIPALES YACIMIENTOS EN MÉXICO



## 1.2. Producción actual y tendencias.

Tomando como base esta clasificación, a continuación se muestra la producción nacional y mundial así como la participación de México en esta (datos 1992).

TABLA 1.2 PRODUCCIÓN MINERA EN MÉXICO Y EN EL MUNDO

POSICIÓN MUNDIAL	PRODUCTO	PRODUCCIÓN NACIONAL, (Ton)	PRODUCCIÓN MUNDIAL, (Ton.)	% DE PARTI- CIPACIÓN
PRIMERA	PLATA	1,928.20	14,017.4	13.76
	CELESTITA <sup>1</sup>	95,104.9	263,504.9	36.1
	SULFATO DE SODIO	670,000.0	2,447,000.0	27.4
SEGUNDA	BISMUTO <sup>3</sup>	807.1	3,387.1	23.8
	CADMIO	1,878.7	20,878.7	9.0
	MERCURIO <sup>2</sup>	700.00	4,800.00	14.6
TERCERA	BARITA	443,782.2	5,443,782.2	8.1
	GRAFITO	31,740.00	614,740.0	5.2
	ANTIMONIO	1,064.2	59,064.2	1.8
CUARTA	ARSENICO <sup>3</sup>	4,292.7	43,992.7	9.7
	FLUORITA	286,639.9	3,586,639.9	8.0
SEXTA	PLOMO	198,000.0	3,198,839.8	6.19
	ZINC	150,000.0	7,334,119.1	2.05
SÉPTIMA	MOLIBDENO	1,457.8	125,257.8	1.2
OCTAVA	FELDESPATO	159,717.6	5,259,717.6	3.0
	AZUFRE	1,484,497.3	52,584,497.0	2.8
	MANGANESO	137,746.0	18,787,746.0	0.7
	SAL	7,395,152.0	185,748,059.7	4.0
NOVENA	YESO	2,960,126.0	95,312,003.6	3.1
DÉCIMA	COBRE	190,000.0	8,900,000.0	2.13

1 Se excluye China y la Comunidad de Estados Independientes. El volumen de Celestita esta calculado considerando 43.48% de Estroncio

2 Estimado, fuente: Mineral Commodity Summaries 1993

3 Se excluyó a los Estados Unidos

La determinación de las tendencias de producción, involucran aspectos relacionados con el pronóstico de mercados, y a su vez con el manejo de variables macroeconómicas; a continuación se realizara un sencillo análisis sobre este tema.

Las tendencias en la producción de los metales en México se ven influenciadas por los comportamientos mundiales, es decir, recesiones económicas, guerras, innovaciones tecnológicas contaminación ambiental, de ahí, que estén clasificados como "commodities". Estos factores a menudo están fuera del control de la planificación y frecuentemente causan descalabros en los proyectos.

Con objeto de minimizar estos efectos existen en el mercado firmas consultoras extranjeras que de alguna manera anticipan el comportamiento de los mercados. En algunos otros casos las normas y leyes de determinado país, puede ser indicio de un aumento o disminución en la producción de cierto metal. A continuación se mencionan los consultores de mayor prestigio en el manejo del mercado de metales:

TABLA 1.3 PRINCIPALES CONSULTORES EN EL MERCADO DE LOS METALES A NIVEL MUNDIAL

SIGLAS	NOMBRE	PAÍS DE ORIGEN
C.R.U	COMMODITIES RESOURCES UNITS	REINO UNIDO
R.S.I.	RESOURCES STRATEGIES INC.	ESTADOS UNIDOS
TSI	THE SILVER INSTITUTE	ESTADOS UNIDOS
GFMSL	GOLD FIELDS MINERAL SERVICES LTD.	REINO UNIDO
B.H. & A	BROOK HUNT AND ASSOCIATES	REINO UNIDO

Tomando como base los lineamientos anteriores la tendencia de producción de los cinco principales metales en nuestro país se puede expresar de la manera siguiente:

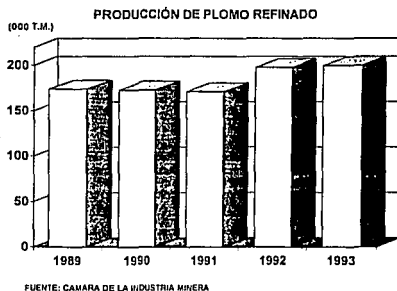
#### Plomo:

El factor contaminación es el de más influencia en la producción de este metal; se le ha asociado con problemas de salud (saturismo) y recientemente con retraso mental en infantes.

Como en la mayoría de estas situaciones, los efectos inmediatos se han sentido en los países desarrollados, con el cierre de fundiciones y el cese de producción de ciertos bienes de consumo cuya base es este metal.

Estos eventos han ayudado en cierta manera a nuestro país, con el consiguiente aumento en la producción nacional.

FIG. 1.2 PRODUCCIÓN HISTÓRICA DE PLOMO REFINADO EN MÉXICO



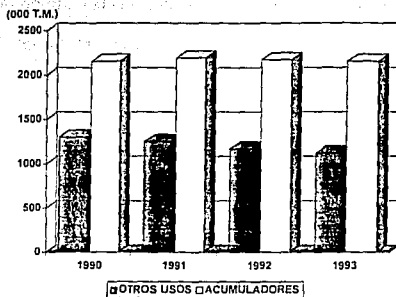
Ahora bien ¿cuál es el futuro del plomo, dadas las consideraciones anteriores?, es un hecho que en una economía abierta las restricciones en el uso del plomo se tendrán que sentir en México. Sin embargo, hay otros indicios que apuntan que la producción de plomo no se disminuirá o aumentará, la tendencia es que se mantenga.

Actualmente, el problema de contaminación ambiental de las grandes ciudades, debido a las emisiones de gases de automotores, a sido alarmante; de igual forma, independientemente de los mecanismos para mitigarla, una opción muy viable es el uso de vehículos eléctricos, lo cual lleva consigo el consumo de acumuladores.

Hoy en día la única tecnología, en cuanto a acumuladores para este uso se refiere, es la de los acumuladores de plomo-ácido.



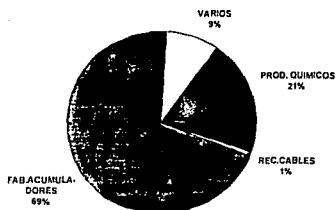
FIG. 1.3 TENDENCIAS DEL USO DEL PLOMO EN EL MUNDO



FUENTE: CAMARA MINERA DE MEXICO

En México los patrones de uso son semejantes según se muestra en la gráfica siguiente:

FIG. 1.4 USOS DEL PLOMO EN MÉXICO



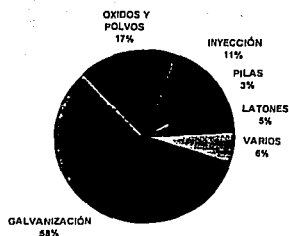
FUENTE: CAMARA MINERA DE MEXICO

Por lo tanto en cuanto a tendencias, la producción de plomo se mantendrá al menos hasta el año 2,000.

**Zinc:** *CONSEJO NACIONAL DE INVESTIGACIONES CIENTÍFICAS Y TECNOLÓGICAS*

El uso más intensivo del zinc, se encuentra en el sector de la galvanización:

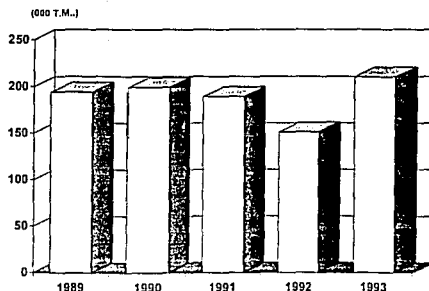
FIG. 1.5 USOS DEL ZINC EN MÉXICO



FUENTE: CÁMARA MINERA DE MÉXICO

Dentro de ese sector uno de las industrias con mayor crecimiento, es la automotriz. Esta relación ha propiciado que en los últimos cinco años se haya experimentado un comportamiento cíclico, ya que esta industria es sensible a la economía, las variaciones en la producción se muestran enseguida:

FIG. 1.6 PRODUCCIÓN DE ZINC REFINADO EN MÉXICO



FUENTE: CÁMARA MINERA DE MÉXICO

Las perspectivas sobre el uso del zinc, son muy amplias algunas de ellas son:

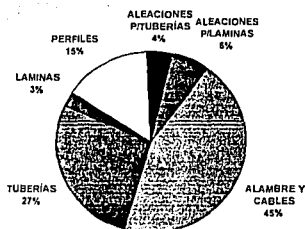
- \* Aplicación del zinc (galvanización) sobre la lamina usada en las armadoras de automóviles, inclusive se vislumbra el uso de lamina de zinc para estos fines.
- \* En el sector de la construcción se esta popularizando la galvanización de las varillas con lo cual se instala una barrera contra la corrosión de estos elementos.
- \* Existen otras aplicaciones más especializadas que van desde aplicaciones farmacéuticas (regeneración de células) hasta electrónicas, como son las pilas zinc - aire y las pilas alcalinas.

Esto indica que la producción y los precios del zinc en el mundo se pueda sostener o aumentar hasta el año 2000.

### Cobre:

Aún cuando la producción de cobre en México lo sitúa en el décimo lugar, las operaciones existentes tienen un lugar preponderante en la industria en general; las aplicaciones del cobre por sectores son las siguientes:

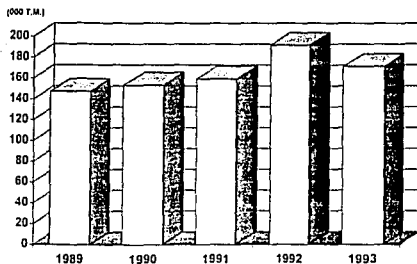
FIG. 1.7 USOS DEL COBRE EN MÉXICO



FUENTE: CAMARA MINERA DE MEXICO

En el mercado de metales, la variación de la producción es una función de la situación económica del país; si esta es buena, el poder adquisitivo se incrementa con lo cual se demandan bienes de consumo, y por ende la producción se incrementa, si sucede lo contrario se tiene el mismo efecto.

FIG. 1.8 PRODUCCIÓN DE COBRE REFINADO EN MÉXICO



FUENTE: CAMARA MINERA DE MEXICO

Los pronósticos tienden a ser muy encontrados ya que se tienen grandes volúmenes que se exportan, los cuales dependen de factores como:

- Incertidumbre sobre el sostenimiento del crecimiento en los Estados Unidos
- Incertidumbre en las exportaciones que haga la Comunidad de Estados Independientes.
- La continuidad de las recesiones en Europa Occidental y Japón. En el caso de Japón mostrará indicios de recuperación. Para Alemania se cree que se acreciente el deterioro económico.

## Plata:

A nivel mundial durante 1993, el cierre de varias minas de cobre, plomo y zinc, que producían plata como subproducto en cantidades significativas, produjo una disminución de alrededor del 8.9%. Esto expresado en onzas de plata correspondía a 362.8 millones durante el año de 1992, contra 330.6 en 1993. Existe otra fuente de suministro de este metal, conocida como producción secundaria la cual involucra la fundición y afinación de chatarra y monedas, si se involucra esta, la disminución es menos acentuada (6.1%).

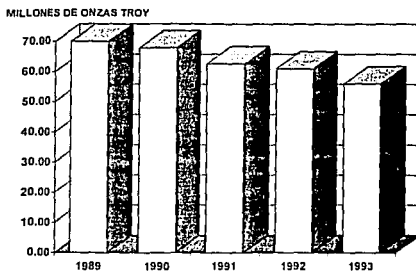
La producción en México ha seguido la misma tendencia, según se aprecia en la figura 1.9.

Debido a este efecto, la tendencia de los precios se ha mantenido a la alza, esto en conjunto con una posible reactivación de la economía mundial, hace pensar que la producción de este metal se incrementará en los siguientes años, toda vez, que los inversionistas gustan de "cobijarse" en la adquisición de metales preciosos.

Siendo que México continúa siendo el primer productor a nivel mundial, las expectativas para este metal se consideran alagadoras, esto se justifica al ver los proyectos de explotación de metales preciosos que se están dando en el país.

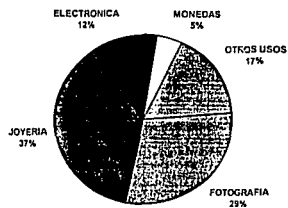
Los principales usos de este metal se indican en la figura 1.10.

FIG. 1.9 PRODUCCIÓN DE PLATA EN MÉXICO



FUENTE: CÁMARA MINERA DE MÉXICO

FIG. 1.10 USOS DE LA PLATA EN MÉXICO

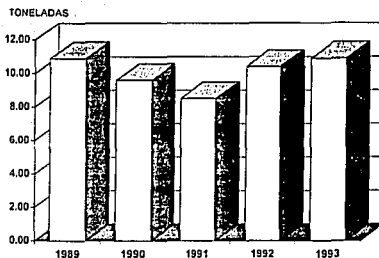


FUENTE: CÁMARA MINERA DE MÉXICO

**Oro:**

Pese a que el precio de este metal se ha mantenido a niveles bajos, la producción mundial se ha incrementado, esta tendencia se advierte también en nuestro país, de acuerdo a la gráfica siguiente:

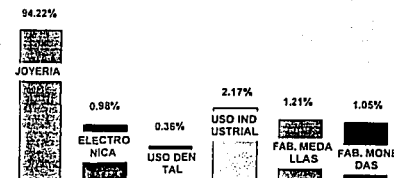
FIG. 1.11 PRODUCCIÓN DE ORO EN MÉXICO



FUENTE: CAMARA MINERA DE MEXICO

Los usos que tiene el oro en México, son los siguientes:

FIG. 1.12 USOS DEL ORO EN MÉXICO



FUENTE: CAMARA MINERA DE MEXICO

Aún cuando en marzo de 1993, se presentó la cotización más baja desde diciembre de 1985 (326.10 usd/oz), parece que el ciclo cambiará su dirección hacia precios más atractivos, síntomas del abandono de la recesión en el mundo, así como la tendencia de los inversionistas a invertir en metales preciosos, más que en papel comercial.



### 1.3. Precios internacionales de los metales.

Los precios de los metales siguen reglas económicas, es decir oferta y demanda, no obstante están ligados también a efectos especulativos, de ahí que existan "bolsas de metales", que de acuerdo a sus existencias fluctúan con las producciones y controlan el precio.

Las más comunes son las siguientes:

TABLA 1.4 BOLSAS DE METALES EN EL MUNDO

INICIALES USADAS	SIGNIFICADO	SEDE
L.M.E.	LONDON METAL EXCHANGE	LONDRES, REINO UNIDO
COMEX	COMMODITIES EXCHANGE	NUEVA YORK, ESTADOS UNIDOS
HANDY AND HARMAN	-----	NUEVA YORK, ESTADOS UNIDOS

De esta forma las ventas de metales se pactan a un precio referido a una determinada bolsa.

TABLA 1.5 METALES MANEJADOS POR LAS BOLSAS

METAL A COMERCIALIZAR	PRECIO REFERIDO A:
PLOMO	L.M.E.
ZINC	L.M.E.
COBRE	COMEX
PLATA	COMEX O HANDY AND HARMAN
ORO	LME O COMEX

Historicamente los precios de estos metales se han comportado de la manera siguiente:

FIG. 1.13 COMPORTAMIENTO HISTORICO PRECIOS DEL PLOMO

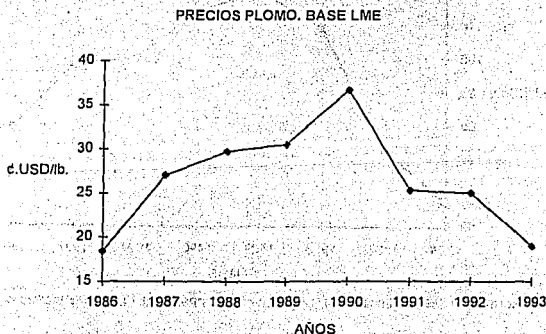
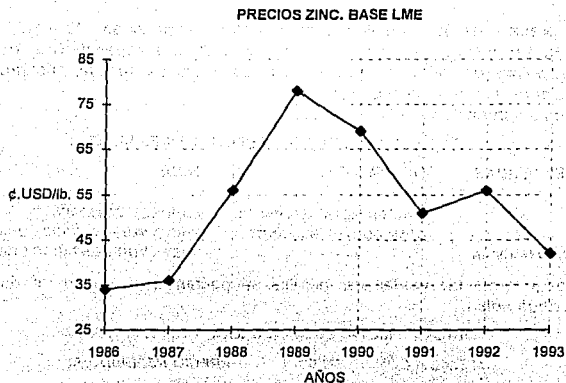
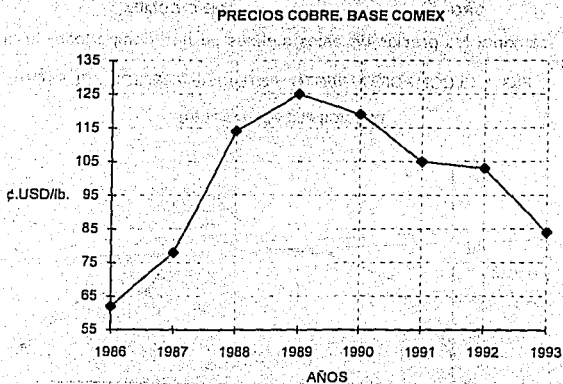


FIG. 1.14 COMPORTAMIENTO HISTORICO PRECIOS DEL ZINC



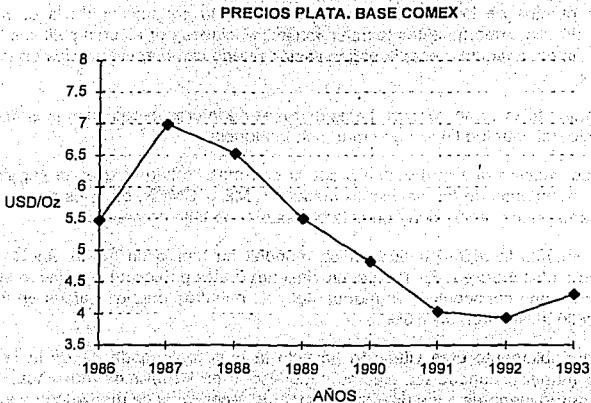
FUENTE: BROOK HUNT &amp; ASSOCIATES LIMITED. OUTLOOK FOR COPPER, LEAD AND ZINC. FEB. 1994

FIG. 1.15 COMPORTAMIENTO HISTORICO PRECIOS DEL COBRE



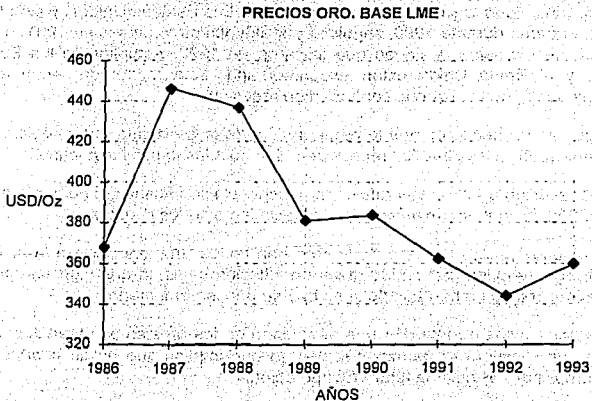
FUENTE: BROOK HUNT &amp; ASSOCIATES LIMITED. OUTLOOK FOR COPPER, LEAD AND ZINC. OCT. 1994

FIG. 1.16 COMPORTAMIENTO HISTORICO PRECIOS DE LA PLATA



FUENTE: THE SILVER INSTITUTE REPORTS. FEB.1994

FIG. 1.17 COMPORTAMIENTO HISTORICO PRECIOS DEL ORO



FUENTE: GOLD FIELDS MINERAL SERVICES LTD..MAYO.1994

#### 1.4. Análisis de las causas de fluctuación de los precios internacionales.

Los precios de los metales se originan en una conjunción de la oferta y la demanda, sin embargo estas fuerzas son influenciadas por efectos políticos locales o mundiales, añadido a esto la especulación puede cambiar los precios en un corto período.

Eventos tales como guerras, bajas de tasas de interés, recesiones económicas y el precio del petróleo tienen una marcada influencia.

Otros factores que se pueden predecir con más certidumbre es el seguimiento de los inventarios de las bolsas de metales (LME, COMEX, etc.), es decir, un alto inventario puede pronosticar, en el largo plazo, una baja de precios.

Así mismo, la recesión económica mundial ha tenido un fuerte efecto en los precios de los metales. En 1993 el crecimiento de los países desarrollados se situó por tercer año consecutivo en menos del 1%, mientras que los países en vías de desarrollo alcanzaron un 2.5%.

Indudablemente esta situación ha sido la más prolongada desde la segunda guerra mundial, aunque los efectos acumulados en los últimos tres años, 1991 - 1993, serán menores a los provocados por las recesiones de mediados de los 70's y principios de los 80's., cuyas causas originales fueron ocasionadas por el precio del petróleo.

El alargamiento de esta situación se explica debido a que no todos los países han experimentado la recesión al mismo tiempo. Los Estados Unidos, Reino Unido e Italia, entraron durante 1990, seguidos por algunos otros países en 1991, o como el caso de Alemania y Japón que iniciaron en 1992. Actualmente los Estados Unidos y el Reino Unido están experimentando una moderada recuperación, mientras que Japón y Europa continúan en recesión.

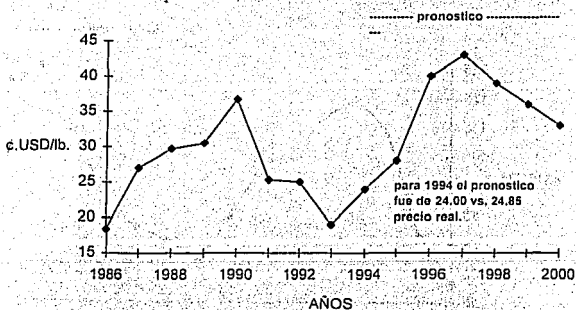
Lo que es un hecho es que la recuperación de la economía mundial será lenta en comparación a las pasadas recesiones, debido a las causas siguientes:

- Esta recesión a tenido sus raíces en la especulación financiera de mediados de los 80's., lo cual ha provocado el encarecimiento de los créditos.
- En algunos países las tasa de interés han tenido una tendencia a la baja, sin embargo, también han tenido tasas de inflación bajas, lo que significa que, en términos reales no han bajado si no que se han incrementado.
- Las bajas tasas de inflación han provocado en los prestamos obtenidos en los 80's, un deterioro en términos reales, lo que implica que no se cuenten con recursos para asimilar la futura recuperación.

- Los déficits en los presupuestos gubernamentales están siendo tan grandes que estos están imposibilitados para incentivar la actividad económica, y por el contrario tienden a incrementar impuestos y disminuir sus propios gastos.
- El fin de la guerra fría ha provocado la disminución de gastos y presupuestos de defensa en los países desarrollados, lo que ha provocado en ciertas ramas industriales, desempleo y disminución de actividad comercial.
- El crecimiento económico de China ha sido explosivo y ha afectado al mundo principalmente al mercado Asiático, con el incremento de sus importaciones, lo cual ha beneficiado a Corea, Taiwan y Japón. Sin embargo, existen suficientes indicios para decir que la economía china está sobre calentada y que en los próximos años no podrá continuar con ese ritmo de crecimiento afectando la economía mundial.

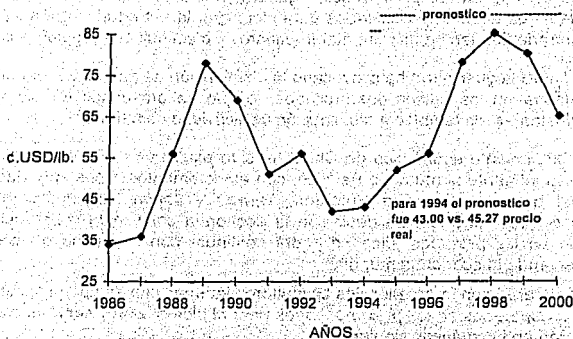
De acuerdo con lo anterior, los consultores internacionales han pronosticado los precios esperados en los próximos años para el plomo, zinc y cobre, los cuales se muestran en las gráficas siguientes.

FIG. 1.18 PRONOSTICO PRECIOS DEL PLOMO



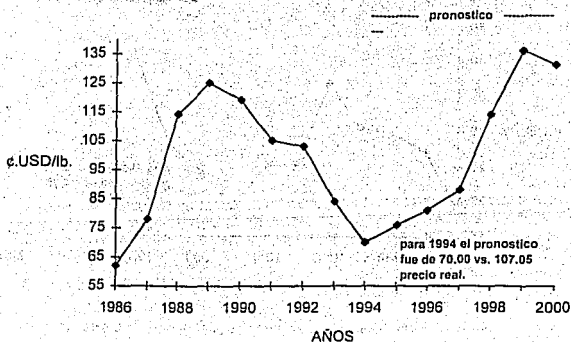
FUENTE: BROOK HUNT & ASSOCIATES LIMITED, OUTLOOK FOR COPPER, LEAD AND ZINC, OCT. 1994

FIG. 1.19 PRONOSTICO PRECIOS DEL ZINC



FUENTE: BROOK HUNT &amp; ASSOCIATES LIMITED. OUTLOOK FOR COPPER, LEAD AND ZINC. OCT. 1994

FIG. 1.20 PRONOSTICO PRECIOS DEL COBRE



FUENTE: BROOK HUNT &amp; ASSOCIATES LIMITED. OUTLOOK FOR COPPER, LEAD AND ZINC. OCT. 1994

En lo que respecta al oro y la plata, existen algunas variables adicionales a las comentadas, como: la especulación, la emisión de monedas conmemorativas, el incremento de reservas monetarias de algunos países, etc..

Otro aspecto que se involucra es el hecho de ser subproductos en la obtención de otros metales, principalmente del plomo; por lo tanto solo se menciona los precios usados para fines de evaluar la prefactibilidad de los proyectos, estos datos son los siguientes:

<b>Oro</b>	<b>380 USD/Oz.</b>
<b>Plata</b>	<b>5.25 USD/Oz.</b>

## II. ESTRUCTURA DE LOS PROYECTOS MINEROS

### 2.1. La fase de exploración.

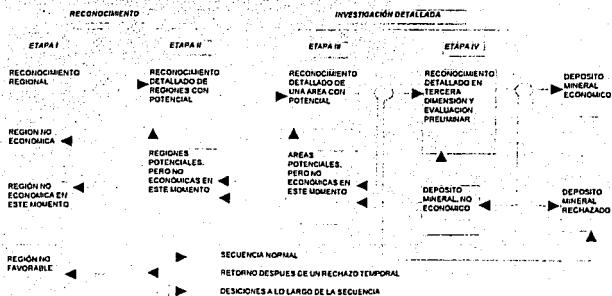
El inicio de todo proyecto minero es la exploración, esta consiste en la interacción de diferentes campos de estudio que se complementan para lograr la localización y sobre todo la afirmación conjunta de la posibilidad de ocurrencia del mineral.

Es un proceso consecutivo; es decir, en cada etapa se especifican objetivos por alcanzar y no se podrá pasar a la otra sin haber contestado satisfactoriamente las metas planteadas.

Es importante tomar en cuenta, que conforme se desarrollan las etapas, será más caro conocer los objetivos planteados, esto implica haber invertido dinero y tiempo en conocer el posible yacimiento, y cabe la posibilidad de que al final el proyecto resulte antieconómico; sin embargo, minimizar ese riesgo depende de una buena planificación.

La exploración se puede dividir en dos etapas: reconocimiento e investigación detallada, estas a su vez se enlazan en cuatro etapas de acuerdo a diagrama de flujo siguiente:

FIG. 2.1 LAS ETAPAS DE LA EXPLORACIÓN



La etapa de reconocimiento involucra las actividades siguientes:

#### ACTIVIDADES VARIAS

DOCUMENTACIÓN Y PLANEACIÓN  
IMÁGENES VÍA SATELITE

GEOFÍSICA AÉREA Y TERRESTRE

#### RESULTADOS ÓPTIMOS

APRECIACIÓN PRELIMINAR GEOLÓGICA  
IDENTIFICACIÓN DE LAS PRINCIPALES  
PROVINCIAS METALOGENÉTICAS  
IDENTIFICACIÓN DE INDICIOS DE  
MINERALIZACIÓN



**GEOQUÍMICA DE ORIENTACIÓN****LOCALIZACIÓN DE ZONAS ANÓMALAS**

Un programa exitoso de exploración va disminuyendo la extensión de área a explorar, es decir, va centrándose en aquellas con más potencial; de ahí que las otras actividades de esta etapa son:

**ACTIVIDADES VARIAS**

FOTOGEOLOGÍA CLÁSICA

GEOFÍSICA TERRESTRE  
ESTUDIOS GEOQUÍMICOS

MAPEO GEOLÓGICO

**RESULTADOS ÓPTIMOS**REDUCCIÓN IMPORTANTE DE LA  
SUPERFICIE

CONTROL LITOLÓGICO DE LA REGIÓN

ESTABLECER PRIORIDAD A PROSPECTOS  
DETECTADOSDETERMINACIÓN PRELIMINAR DE LAS  
LEYES EN ZONAS MINERALIZADAS

Una vez determinada el área de interés, se obtienen criterios más específicos, así mismo, de los prospectos seleccionados, se separan aquellos que son de reserva o de explotación futura.

**ACTIVIDADES VARIAS**

GEOLOGÍA A DETALLE

TOPOGRAFÍA  
BARRENACIÓN DE DIAMANTE  
VALORIZACIÓN DE RESERVAS

OBRAS MINERAS DE EXPLORACIÓN

**RESULTADOS ÓPTIMOS**ESTABLECIMIENTO DE ZONAS DE  
ACUERDO A SU POTENCIAL Y CALIDAD DE  
MINERALIZACIÓN

RECONOCIMIENTO DE LEYES PROMEDIO

CUBICACIÓN PRELIMINAR DE RESERVAS

ESTUDIOS ECONÓMICOS Y  
METALÚRGICOS

Para tomar la decisión de explotación del yacimiento se llevan a cabo las actividades siguientes:

**ACTIVIDADES VARIAS**BARRENACIÓN SISTEMÁTICA  
TRABAJOS MINEROS  
FACTIBILIDAD ECONÓMICA  
VALORIZACIÓN DE RESERVAS

OBRAS MINERAS DE EXPLORACIÓN

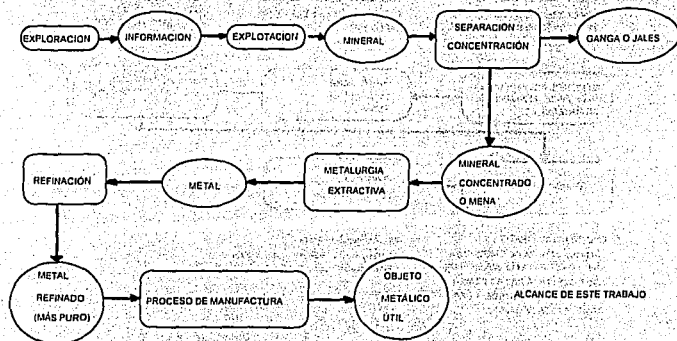
**RESULTADOS ÓPTIMOS**ANÁLISIS GEOQUÍMICO  
CÁLCULO DE RESERVAS  
LEY MÍNIMA DE CORTESELECCIÓN DEL MÉTODO DE BENEFICIO.  
PRUEBAS DE LABORATORIO PARA  
DETERMINAR LOS PROCESOS  
REQUERIDOS, PARA OBTENER  
CONCENTRACIONES RENTABLESSELECCIÓN DEL MÉTODO DE  
EXPLORACIÓN

Finalmente es importante anotar que antes de ejercer alguna acción de exploración, se deben de tomar medidas de orden legal como son la tramitación de permisos o concesiones para iniciar la exploración propiamente dicha. Esta actividad conocida como denuncia de fondos mineros, es de suma importancia para las ampliaciones que se puedan presentar.

## 2.2. Descripción de las partes principales.

Los proyectos mineros se inician con la actividad de exploración, de la cual se obtiene información necesaria para proceder a la explotación. Una vez extraído el mineral, se desarrollan los procesos de separación y concentración, metalurgia extractiva y refinación. Por último, al obtener el metal con el grado de pureza necesario, se procede a la utilización del mismo en el proceso de manufactura adecuado.

FIG. 2.2 CONCEPTUALIZACIÓN DE LOS PROYECTOS MINEROS - METALURGICOS



En los incisos siguientes se describirán con más amplitud las partes involucradas, en lo que respecta hasta la obtención del mineral concentrado, que es el alcance de este trabajo.

### 2.2.1. Mina:

La definición más simple de una mina es la que se refiere a una excavación hecha en la tierra, por medio de la cual se extraen minerales con un contenido metálico potencial.

En este punto se puede añadir que existen dos principales tipos de minas:

- ◆ A cielo abierto
- ◆ Subterráneas

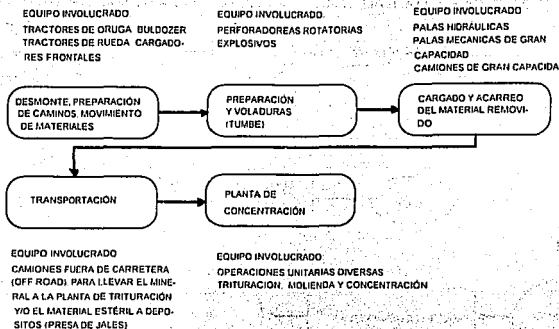
Así mismo, la forma de explotación de cada una de ellas es diferente; en las minas de cielo abierto el mineral se encuentra a poca profundidad y se requiere de extraer grandes volúmenes de producción, por esta razón los contenidos metálicos del mineral obtenido son relativamente bajos.

Esto involucra el uso de grandes cantidades de explosivos y movimientos de tierra a gran escala.

Dado el gran volumen de mineral que se remueve, un requerimiento vital es el equipo de tumba (perforadoras y suministro de explosivos), carga y acarreo.

La descripción grafica de este proceso es la siguiente:

FIG. 2.3 PRINCIPALES OPERACIONES MINERAS



En las minas subterráneas, por razones obvias el mineral se encuentra a mayor profundidad, el avance de la mina se lleva a cabo realizando pequeñas y repetitivas explosiones, conforme se avanza (desarrollo de frentes), motivo por el cual se requiere construir una infraestructura subterránea más complicada.

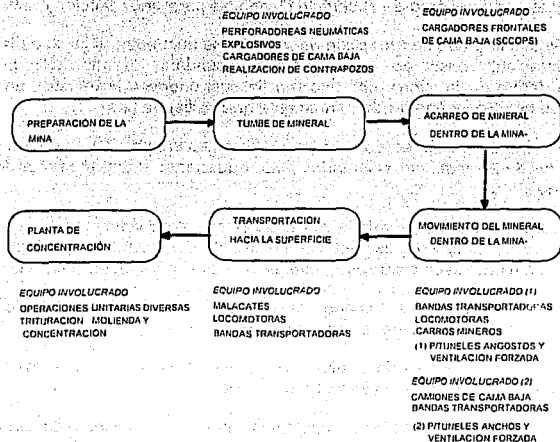
Esta infraestructura incluye la construcción de túneles, tiros, galerías de acceso o rampas, así como los ductos de ventilación esenciales para estos trabajos. Dado que las operaciones más comunes en nuestro país son del tipo subterráneo, a continuación se describirán las partes más importantes de este tipo de minas, así como los nombres más comunes de las operaciones involucradas.

La entrada a la mina se conoce como socavón o portal, es por este sitio donde generalmente se introduce al personal y se saca el mineral conforme se avanza en el desarrollo de la mina.

En otras ocasiones se construye un pozo, encima del cual se edifica un malacate el cual sirve para extraer el mineral, así mismo es común que al lado y protegido, se encuentre el malacate para el personal y maquinaria.

Las operaciones realizadas en el interior de la mina se resumen en el diagrama de flujo siguiente:

FIG. 2.4 EQUIPOS INVOLUCRADOS EN LAS OPERACIONES MINERAS



Aunque no se menciona en el diagrama anterior, existen dos etapas adicionales, una se refiere a la reducción de tamaño del mineral y se denomina trituración primaria; tiene por objeto hacer más manejable el mineral producto del tumba, esto es conveniente dado que este material se obtiene en tamaños de máximo 500 mm. La reducción tiene efecto usando una quebradora de quijada, la cual se alimenta mediante pequeños carros de ferrocarril (carros Gramby), la descarga de esta quebradora se envía a la superficie, donde generalmente se apila en montones para su posterior procesamiento.

La otra etapa se relaciona a la seguridad e involucra las estaciones de bombeo de agua (cuando se llega al nivel freático) y las de ventilación.

### 2.2.2. Planta de concentración o beneficio.

Con objeto de establecer la descripción de esta planta, es conveniente definir el alcance, que involucra a nivel proyecto. Existen diferencias en cuanto a las operaciones de reducción de tamaño, sin embargo, de acuerdo a la mayoría de los proyectos, las áreas de trituración, cribado y molienda, se consideran parte de esta área.

El objetivo de estas operaciones es:

- ◆ Producir partículas del tamaño y la forma requeridas
- ◆ Liberar minerales valiosos de la ganga para que puedan concentrarse
- ◆ Incrementar el área de superficie disponible para una reacción química

El circuito llamado de reducción de tamaño, se encuentra al inicio de la planta de concentración, consta de una trituración secundaria (la trituración primaria se realiza dentro de la mina), una terciaria (la cual puede o no existir), un ajuste de tamaños hecho por una tamiz y finalmente una molienda fina.

El término trituración se aplica a las reducciones subsecuentes de tamaño hasta alrededor de 25 mm., considerándose las reducciones a tamaños más finos como molienda.

Es conveniente anotar que la molienda puede subdividirse todavía más por el tipo de molino, el tipo de los medios de molienda y el hecho de que la molienda se efectúe en medio seco o húmedo, este último caso se represento anteriormente.

Una vez obtenido el tamaño, la suspensión de mineral molido y agua, comunmente llamada pulpa, se alimenta al área de separación.

Aunque existen varias alternativas para lograr la eliminación del material estéril, el método de flotación selectiva se ha generalizado.

Esta parte de la planta esta constituida por grandes recipientes, en donde se alimenta la pulpa a tanques acondicionadores en donde se logra una mezcla óptima de reactivos antes de entrar a las celdas de flotación. El producto resultante de éstas, es una espuma que atrapa las partículas del metal de interés, posteriormente mediante canales se dirige ésta a la sección de espesamiento.

La espuma se alimenta a grandes tanques donde se logra la separación sólido - líquido, el sólido que es el concentrado de mineral, se envía a dispositivos de filtración y el líquido que básicamente es agua se envía como retorno a la etapa de molienda.

Dado que el concentrado tiene un gran porcentaje de humedad, es necesario disminuirlo, esto se logra sometiéndolo a un proceso de filtración. Posteriormente se envía a grandes patios para complementar su secado.

Tanto las áreas de molienda, flotación, espesamiento, filtración y almacenamiento de concentrados son de gran extensión y se requiere que sean cubiertas, así mismo están arregladas generalmente en línea.

Respecto a las secciones de trituración y cribado son edificios aislados, contruidos en forma vertical y comunicados por transportadores de banda.

### 2.2.3. Colonia habitacional.

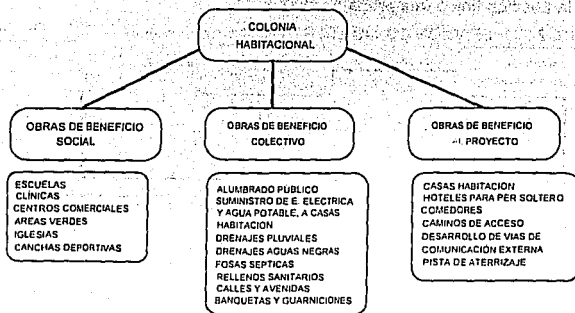
En la mayoría de la veces los desarrollos mineros se encuentran en zonas montañosas con poca o nula infraestructura, al inicio del proyecto el apoyo más adecuado, se encuentra en las rancherías o pueblos, sin embargo conforme se avanza el proyecto se requiere de mayor infraestructura.

La colonia habitacional juega un papel predominante en lo económico y social de estos proyectos, dado que representará un desembolso de gran cuantía y constituye una seguridad para el personal que vendrá a laborar en las instalaciones, dado que la escasez de mano de obra en estos lugares es muy común.

Una instalación de este tipo requiere un plan de urbanización muy detallado, en virtud de que a menudo se tienen que pensar en instalaciones semi-temporales, pero con características de una ciudad, es decir, obras de drenaje, suministro de energía eléctrica (particular y público), así como apoyos colectivos como son escuelas, clínicas, áreas de recreación, centros comerciales, etc. El carácter de temporalidad se refiere, a que al final de la vida económica se puedan trasladar parte de las instalaciones a otro sitio (casas habitación sobre todo).

Otro factor peculiar en la planeación de la colonia, lo constituye la ubicación, dado que se tienen que lograr que la localización sea lo más cercana a la mina, pero también alejada de tal manera que se pueda establecer la diferencia psicológica hogar-trabajo.

FIG. 2.5 COLONIA HABITACIONAL. ALCANCE



### 2.2.4. Presa de jales.

El desecho obtenido al realizar la concentración de minerales se denomina colas, ganga, o jales, la disposición de éste es una de las operaciones más importantes en los proyectos mineros.

En la mayoría de los casos la mayor parte del mineral que se extrae de las minas se convierte eventualmente en jales.

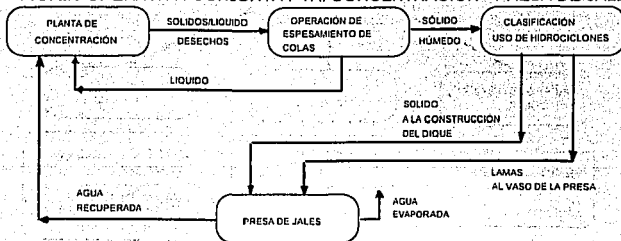
Por ejemplo, un mineral de cobre puede tener un contenido o ley de cobre de 0.5%; si se obtiene un concentrado de alrededor de 30% de Cu., más del 98% del mineral extraído termina finalmente como desecho.

Este mineral no tiene un valor comercial presente, por lo que debe de disponerse de él en la forma más económica posible.

En la antigüedad era práctica común que estos desechos se depositaran en los lagos o ríos cercanos, sin embargo las actitudes más responsable hacia la contaminación, han propiciado nuevas formas de disposición, las cuales se pueden resumir en:

- Clasificar los jales (mediante un hidrociclón), y utilizar la fracción gruesa (arenas) para la construcción del dique de la presa de jales, y llevar la fracción fina (lamas) al vaso resultante que se forma, o sea al estanque de jales.
- Clasificar los jales y utilizar la fracción gruesa para el relleno de las cavernas subterráneas, ocasionadas por la explotación de la mina, y enviar la fracción fina a una presa de jales.

FIG. 2.6 OPERACION CONJUNTA PTA. CONCENTRACION - PRESA DE JALES



LAS LAMAS SE COMPONEN DE AGUA Y SÓLIDOS EN SUSPENSIÓN QUE NO SEPARO EL HIDROCLICIÓN. LOS SÓLIDOS SE ASIENTAN SOBRE EL FONDO DEL VASO EL AGUA DEBARRA A UN CLARIFICADOR Y SE RETORNA A LA PLANTA DE CONCENTRACION

Es también de importancia considerar al diseñar la disposición de jales, los aspectos de seguridad y economía.



Por el lado de seguridad, el diseño del dique de contención (como las presas de agua), debe de garantizar su uso durante la construcción y operación de la instalación, y aún cuando se terminen las operaciones, ya que la falla de un dique se traduce en la liberación de enormes cantidades, de lamas no consolidadas contenidas en la presa, así como la suspensión indefinida de las operaciones.

Así mismo se debe de impedir la contaminación de las áreas cercanas a la presa al producirse una eventual fuga de jales.

Empero, la disposición de los jales debe efectuarse al menor costo posible compatible con la seguridad. Para esto, es necesario seleccionar una presa de jales de capacidad suficiente y en una área cercana a la mina.

Debe señalarse también que en forma creciente, la recuperación y la revegetación representan costos adicionales que deben considerarse en el concepto de manejo de los jales.

Las presas de jales son similares, sin embargo, de acuerdo a la naturaleza del proceso que las generó, se tienen que tomar ciertas acciones al diseñarlas, para evitar la contaminación del subsuelo (por ejemplo, el recubrimiento del área completa del vaso de la presa con una capa de polietileno y arcilla consolidada), esto es un aspecto muy delicado cuando se trata de procesos en los cuales se lixivian minerales de oro y plata, con soluciones de cianuro de sodio.

#### **2.2.5. Infraestructura.**

Otros edificios auxiliares que se incluyen en la planta de concentración, son los de reactivos, laboratorio, talleres de mantenimiento, almacén, oficinas administrativas y "pueblo", comedor y baños.

Antes de entrar el personal a trabajar a la mina, se concentra en una oficina donde recibe instrucciones sobre la labor a realizar en el turno, de igual forma en esta área se le suministra el equipo de seguridad requerido, esta oficina recibe el nombre de "pueblo", y se ubica en un punto lo más cercano a la entrada de la mina, en la mayoría de los casos también se localizan los baños y vestidores anexos a esta oficina.

El edificio de reactivos, como su nombre lo indica, es donde se llevan a cabo las mezclas de productos químicos con agua con objeto de establecer las concentraciones requeridas en el proceso.

Este edificio se ubica en la parte más alta de la planta de concentración, con objeto de lograr la alimentación por gravedad a las áreas de aplicación, las cuales son, molienda, flotación, espesamiento, cianuración y contralavado si es que existe.

El edificio se diseña en dos niveles, en el primero se ubican los tanques de preparación, los cuales son recipientes de plástico o recubiertos (pueden ser fibra de vidrio) agitados, en el nivel inferior se localizan los tanque de consumo (hechos

del mismo material que los primeros) denominados tanques de día, estos son alimentados por los tanques del primer nivel ya sea a inicio del turno o del día según se requiera.

Como en todas las industrias de transformación el laboratorio constituye una herramienta indispensable, la función de éste en una planta de beneficio se concentra en las actividades como determinaciones de la ley en el mineral extraído en la mina, de los concentrados, muestreos de las soluciones en general datos indispensables para determinar el balance de la planta. Así como para determinar los contenidos metálicos de los concentrados que se entreguen a las refineras. Generalmente este edificio se sitúa en la salida de la planta junto con la báscula para poder establecer el peso y análisis de las salidas o entradas de la planta.

El taller de mantenimiento y el almacén, se ubican en la salida de la mina debido a que mucho del mantenimiento es aplicado a los carros de ferrocarril o a los botes, según sea la extracción en la mina. El equipamiento del taller es variable dado que se si las instalaciones se encuentran lejos de centros industriales (como es la mayoría de los casos), entonces las partes de repuesto se tendrán que fabricar en el sitio.

Las instalaciones para comer y bañarse del personal de la planta de beneficio se ubican dentro de la planta, con objeto de eliminar tiempos muertos. Es conveniente aclarar que el personal que labora dentro de la mina tiene sus instalaciones también, pero en forma subterránea.

### 2.3. Descripción de la tecnología de proceso.

La explotación de los minerales de una mina subterránea se realiza mediante la fragmentación selectiva de sus bancos, esto se logra introduciendo dentro de pequeñas perforaciones explosivos de potencia controlada. Las perforaciones se realizan mediante taladros neumáticos, los cuales pueden ser manuales o mecanizados, estos últimos tienen varias barrenas de perforación.

Una vez realizada la explotación o tumble, se procede a la recolección mediante cargadores frontales de perfil bajo, conocidos como "scoops", los cuales vacían su carga en carros de granel o carros de ferrocarril, estos son los encargados de enviar el mineral al área de trituración primaria.

Dado que los tamaños promedio del mineral obtenido es del orden de los 500 mm., se necesita la disminución para hacer más fácil el manejo a la salida de la mina, esto se logra usando un equipo denominado quebradora de quijada.

Las quebradoras de quijada son equipos masivos que consisten de una boca de alimentación protegida con parrillas, las cuales permiten el paso de los materiales de determinado tamaño, los trozos mayores generalmente se quiebran con martillos neumáticos hasta un tamaño que permite su paso hacia la quebradora, una vez introducido el mineral se "prensa" mediante dos paredes una fija y otra móvil, la cual esta protegida con acero de alta dureza.

La compresión o prensado se lleva a cabo mediante un mecanismo que abre y cierra estas paredes en forma repetitiva, hasta lograr el tamaño definitivo, descargándose por el fondo del equipo.

La especificación de este equipo debe de conjugar los parámetros requeridos por el proceso y los del fabricante.

Para el proceso es de suma importancia que la distribución de tamaños obtenidos a la descarga, así como las toneladas por hora producidas, sean las adecuadas para los procesos subsecuentes (trituración secundaria y molienda).

Por el lado del fabricante, cada uno de estos tiene sus propios diseños y su propia especificación en cuanto a tamaños y capacidad que pueda producir su equipo, obviamente estos datos deben de coincidir con los del proceso, por lo que la decisión entre uno y otro fabricante se centra en las partes de repuesto, consumibles y consumo de energía.

Una vez definido el equipo y fabricante, se procede a enviar muestras de mineral para la corroboración de la selección. Esto es importante, ya que los datos de los fabricantes están basados en características de materiales semejantes pero no iguales a los del proceso.

La descarga de la trituración primaria se puede manejar de dos formas según se haya diseñado la mina: por medio de transportadores de banda que envíen el producto a la superficie o por medio de carros de ferrocarril que descarguen sobre un recipiente de gran tamaño denominado "bote", el cual, a su vez es extraído del fondo de la mina mediante una grúa denominada "malacate", esta operación se denomina "manteo" en alusión a que antiguamente la extracción la realizaban varios hombres sobre escaleras, cargando mantas llenas de mineral.

Respecto a la especificación de los carros de ferrocarril o los camiones de granel, esta debe de considerar un estudio de tiempos y movimientos del mineral ligado a las capacidades de la quebradora, transportadores de bandas, o el malacate según sea el caso.

El mineral una vez en la superficie, se apila mecánicamente por medio de transportadores de banda o cargadores frontales, o bien, se almacena en tolvas de gran capacidad.

Este almacenamiento tiene generalmente una capacidad de un mes, y el objetivo es aminorar las bajas de producción de la mina.

Ya sea de apilamientos o tolvas, la extracción del mineral se realiza mediante alimentadores de banda, estos equipos constan de una armazón denominado bastidor, sobre el cual se instalan, cada determinada distancia, una serie de rodillos. La función de estos últimos es soportar una banda de hule, la cual se desliza, mediante la acción de una polea colocada en parte delantera del transportador, así mismo en la parte trasera se coloca otra polea, cuya función es la de mantener en tensión la banda.

La polea delantera se acciona mediante un conjunto motor-reductor de velocidad. El diseño de estos equipos lo suministra el fabricante, aunque existen fórmulas empíricas para dimensionarlos.

Una vez extraído el mineral por los alimentadores, estos descargan generalmente sobre un transportador de banda, aunque algunas veces por la ubicación de la mina se descarga sobre camiones para su traslado a la planta de beneficio. Los transportadores de banda son equipos muy semejantes a los alimentadores, sus principales diferencias radican en la construcción, velocidad de operación de la banda, longitud y configuración (pueden ser inclinados).

Estos equipos son contruidos con elementos más livianos, y al contrario de los primeros su velocidad de operación es muy grande, del orden de 61 - 122 m/min. (200 - 400 pies/min), mientras que los alimentadores no operan arriba de 18 m/min. (60 pies/min).

El diseño de estos equipos, involucra los siguientes factores :

- ♦ capacidad de operación

- ◆ tamaño de la carga
- ◆ densidad de la carga
- ◆ contenido de humedad
- ◆ grado de abrasión
- ◆ ángulo de reposo: (ángulo que forma naturalmente el material a granel cuando se le carga sobre la banda transportadora en movimiento).

Todos estos factores están tabulados en información de los fabricantes, y se refieren a condiciones bases; por lo que, para completar el diseño se usan factores de ajuste.

Una vez que el material está viajando por el transportador de banda, el paso siguiente consiste en otra reducción de tamaño, denominado trituración secundaria.

Para realizar esta reducción se emplea un equipo denominado quebradora de cono, la acción de ruptura del mineral se lleva a cabo también mediante el mecanismo de compresión, pero esta vez, realizado por un cono que gira excéntricamente sobre su eje; éste se encuentra alojado en una cavidad de tal manera que cuando se alimenta por la parte superior, el borde exterior del cono se junta con la pared de la cavidad, atrapando al mineral, acciones subsecuentes los quiebran aún más y finalmente se descarga por el fondo del equipo.

Al igual que en las quebradoras de quijada, el diseño de estos equipos es muy particular, y para especificarlos, se suele indicar el tipo de cono, la gama de tamaños que se requiere que la quebradora descargue y las toneladas a producirse. De igual forma una preselección se realiza al comparar los datos típicos del fabricante contra los particulares del proceso.

Una vez completada la trituración secundaria, se lleva a cabo una reducción de tamaño más "afinada", lo cual se consigue con equipos denominados cribas vibratorias y otra quebradora denominada terciaria, la cual tiene una configuración de cono especial. La conexión entre estos equipos se lleva a cabo con transportadores de banda.

La descarga de la quebradora secundaria se envía a otro edificio denominado área de cribas, el transporte se hace con bandas; las cuales descargan el mineral sobre una o varias camas de laminas perforadas, comúnmente llamadas mallas. Los puntos de conexión de un equipo a otro se realizan con un ducto de lamina denominado "chute", estos deben de tener un diseño muy cuidadoso, el cual servirá para que no se presenten problemas como: obstrucciones, abrasión y desprendimientos exagerados de polvos.

Las camas de las cribas se acomodan empezando por la que tiene las aberturas mayores, debajo de ésta, se coloca otra cama con aberturas menores y puede existir una más debajo de esta última con orificios todavía menores.

Así mismo las camas se acomodan en forma inclinada, de tal forma que la alimentación a estas sea en la parte superior permitiendo que el resto se deslice hacia la parte inferior, formándose una clasificación natural, para facilitar este mecanismo, las camas vibran mediante un mecanismo excéntrico colocado al centro de éstas. Todo el conjunto está sellado, de tal manera que se minimizen los ruidos y polvos hacia el exterior.

El sobreflujo de la criba, que representa lo que avanzó hacia el punto bajo de la primera cama y que es lo más grueso, se alimenta a una quebradora terciaria, lo que se obtiene por debajo de la criba, y que representa el material más fino se avanza hacia el siguiente paso de procesamiento.

La quebradora terciaria, al igual que la secundaria usa un cono para la molienda, la diferencia entre ambas se localiza en la forma del cono ya que en esta primera, la base del cono es más amplia, provocándose que el material se "remuela" más tiempo con lo que se obtiene un material más fino. La descarga de ésta se junta con la de la quebradora secundaria, y se envían hacia el edificio de cribas, con lo cual se cierra el circuito.

El diseño y especificación de la quebradora terciaria se obtienen en forma semejante a lo comentado para la quebradora secundaria. La conexión entre estos equipos se lleva a cabo con transportadores de banda.

Es importante indicar que al diseñar los edificios de trituración y de cribas se cuiden las emisiones acústicas y de polvos.

El material fino, obtenido del fondo de las cribas se envía, mediante transportadores de banda, a las tolvas de finos, este equipo actúa como amortiguador a las variaciones de proceso, a manera semejante que lo obtenido por el apilamiento de gruesos, antes mencionado. La extracción del mineral se realiza mediante alimentadores de banda, los cuales dosifican la carga al área de molienda.

El proceso de molienda se lleva a cabo en un equipo denominado molino de bolas, aunque se puede llevar a cabo en equipos similares como son molinos de barras o molinos autógenos, y cuya diferencia se encuentra en el medio que usan para realizar la molienda del material. Este medio puede ser esferas de acero forjado (comúnmente denominadas bolas) o barras, los molinos autógenos usan la misma carga como medio.

Los molinos de bolas son recipientes de acero dentro de los cuales se encuentra el medio de molienda; el efecto de molienda se inicia cuando la carga de mineral, junto con una cantidad de agua (necesaria para obtener 40% de sólidos) se alimentan en forma continua, el molino gira de tal forma que la carga junto con las

bolas se adhieren a la pared interna, hasta un punto en el cual la fuerza de gravedad provoca la caída de ambas fragmentando el mineral. Añadido a esto, se logra más disminución de tamaño por efecto del roce continuo entre el mineral y las bolas.

Debido a la naturaleza del mecanismo, se requiere que el casco del molino (parte interior) se proteja mediante la instalación de porciones de acero aleado con manganeso o bien con hules especiales, a los cuales se les conoce con el nombre de blindajes.

Esta protección se coloca por medio de "espárragos", con tuercas exteriores e interiores fijadas al casco del molino. La colocación de éstos es una labor de mucho cuidado, ya que la erosión es tan grande y en cuestión de horas el cuerpo del molino puede ser perforado.

Una vez que se logra el tiempo de residencia adecuado, la carga húmeda o "pulpa", abandona el molino descargando a un carcamo de bombeo. De aquí mediante bombas recubiertas de hule (impulsor), se levanta la pulpa y se inyecta a unos clasificadores centrífugos (hidrociclones), en donde se separan las partículas por tamaño, obteniéndose las más grandes por el fondo del clasificador y las más ligeras o pequeñas por la parte superior del mismo.

Los hidrociclones pueden arreglarse en paralelo haciendo conjuntos pares, o en serie cuando se requiere un "pulido" en la gama de tamaños que se requieran.

La especificación de estos equipos parte de la recomendación del fabricante y los datos a suministrar se refieren a los requerimientos del proceso como son: el tamaño máximo de partícula, el análisis de mallas que se requiere tanto en el sobreflujo como en el bajo flujo, así como volumen de alimentación.

El diseño mecánico de estos clasificadores también es complicado, dado que la abrasión es muy severa y la mayoría de la veces el equipo se conforma de diferentes aleaciones y plásticos especiales.

Una vez obtenido el sobreflujo, este se avanza a la subsecuente fase del proceso, por otro lado, el bajo flujo se retorna al molino cerrando el circuito de molienda. La mayoría de los procesos de molienda siguen esta trayectoria, aunque pueden existir circuitos abiertos.

En lo que respecta al diseño del molino, existen varias teorías en los libros que explican el mecanismo de fragmentación, no obstante, la forma más práctica es la metodología que proponen los mismos fabricantes. Esta forma de dimensionar, es bastante acertada ya que se apoya en datos del proceso, así como de constantes físicas determinadas en el laboratorio, estas son:

- dureza del mineral
- velocidad radial de trabajo del molino

- ◆ volumen que ocupa el medio de molienda en el molino
- ◆ tamaño de la alimentación
- ◆ tamaño de la descarga
- ◆ capacidad del molino

El diseño final se obtiene mediante prueba y error, tratando de adecuarse a las dimensiones y potencias comerciales de los fabricantes.

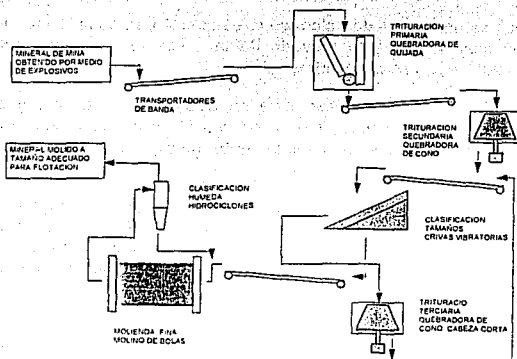
Un comentario aparte se merece el tipo de accionamiento de estos equipos, para los cuales se usan motores sincrónicos con acoplamiento hidráulico; este tipo de motores se prefieren por dos características básicas:

- ◆ se fabrican para trabajar a velocidades muy bajas (menos de 500 r.p.m.) y eficiencias altas; por lo tanto son muy útiles para usarlos en máquinas de movimiento lento.
- ◆ el costo del motor sincrónico es más bajo que el motor de inducción para velocidades bajas y potencias grandes.

El tipo de acoplamiento hidráulico, obedece al hecho de que se desarrolla un elevado par de torsión durante el arranque, así como durante la operación.

Hasta esta fase del proceso, se puede generalizar que esta es la tecnología para trituración y molienda; no obstante, de acuerdo a la naturaleza del mineral y los metales que se pretendan recuperar se pueden usar otras rutas tecnológicas.

FIG. 2.7 OPERACIÓN CONVENCIONAL REDUCCIÓN TAMAÑO.





El proceso puede seguir dos rutas: flotación, que se aplica en la concentración de metales como plomo, zinc y cobre, o cianuración la cual se utiliza para la obtención de oro y plata.

#### **FLOTACIÓN.**

Una vez que se ha logrado el tamaño de partícula y concentración requerida (% de sólidos), la pulpa se envía por gravedad, si la posición de los hidrociclones lo permiten, a los tanques acondicionadores.

Este tipo de equipo es un tanque agitado, que permite que los sólidos se mantengan en suspensión y que se integren a los reactivos necesarios, para lograr la flotación selectiva de los metales involucrados. Los reactivos usados tienen la finalidad de promover que la superficie de las partículas de minerales se vuelvan selectivamente hidrofóbicas, ya que por naturaleza la mayoría de los minerales tienen su superficie hidrofílica.

Una vez obtenido este objetivo, la pulpa acondicionada se envía a los equipos de flotación denominados también celdas de flotación.

Respecto a la química de la flotación, ésta se basa en la modificación de la superficie del mineral, por lo tanto se adicionan productos químicos o reactivos que convierten la superficie en hidrofóbica, estos reactivos se les conoce con el nombre de *colectores*. Una vez logrado esto, se adicionan otros reactivos denominados *activadores*, cuya función es aumentar la adsorción del colector o disminuirla, si este es el caso los reactivos se denominan *depresores*.

Otro grupo de reactivos que intervienen en la flotación son los *espumantes*. Sus funciones son las de mejorar la dispersión de las burbujas finas en la pulpa y controlar las características de la espuma, de igual forma en la superficie de la celda se promueve la estabilidad de la burbuja, con lo cual se permite la conjunción de varias, creando una superficie semiespesa con un gran contenido de partículas minerales.

Las celdas de flotación son recipientes rectangulares horizontales que se mantienen permanentemente agitados por medio de impulsores; existen en el mercado agitadores que inducen al fondo del recipiente un chorro de aire, y otros en los cuales por la flecha se introduce una línea de aire, también cuentan con mecanismos, los cuales accionan varias paletas que "barren" continuamente la superficie de la celda.

La gran cantidad de burbujas formadas permite que las partículas de mineral se adhieran a éstas (por su acción hidrofóbica), en su trayectoria ascendente; manteniéndose en la superficie del recipiente, en ese momento las paletas de limpieza desplazan las burbujas hacia un canal recolector, repitiendo una y otra vez el ciclo.

A semejanza de una torre de destilación, el producto adherido a la espuma es el concentrado de mineral o *cabeza* y por el fondo se obtiene el residuo o *colas*. Cuando se tienen que separar varios metales se realizan adiciones de reactivos para que se promuevan las separaciones selectivas; esto es, en una primera etapa el plomo es el que se "flota", quedando en el fondo los metales como zinc y cobre; posteriormente se acondicionan estas colas para que en otra etapa de flotación se obtenga el zinc en la cabeza y en las colas quede solo el cobre.

Obviamente, para que sea eficiente el proceso se requiere de recirculaciones y pruebas de reactivos que incidan en la flotación selectiva del mineral.

El diseño de los circuitos se realiza forzosamente a nivel planta piloto, por lo que al fabricante se le suministran solo datos de volúmenes de celdas y forma de suministro de aire.

Una consideración adicional sobre el espumante, se refiere a que además de promover la burbuja en el equipo, fuera de éste (canal recolector), se tiene que desintegrar para evitar problemas de cavitación en las bombas que transferirán la pulpa concentrada hacia la siguiente etapa del proceso.

Las pulpas concentradas tienen una gran cantidad de agua, de ahí que por medio de bombas se envíen a otros equipos denominados *espesadores*, en donde se realiza la separación sólido-líquido. Un espesador consiste de un recipiente generalmente de un gran diámetro y poca altura, al centro de este se coloca una unidad motriz, que acciona un conjunto de *rastras*. La función de esta parte del equipo es la de "barrear" continuamente el fondo del tanque, la configuración y arreglo de las mismas permite conducir los sólidos, depositados en el fondo, hacia el centro del recipiente. Esta operación es continua y la extracción de los sólidos se lleva a cabo con bombas centrífugas.

El diseño de estos equipos en cuanto a geometría es muy simple, ya que se simula la caída libre de una partícula (Ley de Stokes), obviamente, se realizan algunas correcciones.

El diseño mecánico es lo más complicado y los fabricantes de equipo involucran desde diferentes formas de alimentación hasta geometrías diferentes, tanto del recipiente como de las rastras, pasando por complicados sistemas de dosificación de químicos que promueven la floculación. Otra de las formas usadas por los fabricantes para elevar la eficiencia de estos equipos es el aumento del tamaño de la partícula, para lo cual utilizan recirculaciones de los lodos obtenidos del fondo, los cuales se mezclan con la alimentación.

En el perímetro del espesador se coloca un dique el cual recolecta el líquido o agua recuperada, ésta se dirige a un carcamo desde donde con bombas centrífugas se regresa al área de molienda.

La manera más sencilla de especificar este equipo es el suministro al fabricante de muestras de pulpa, con lo cual se llega a definir mejor el dimensionamiento.

A la salida de los espesadores la pulpa suele tener 40% de humedad, por lo que es necesario de nueva cuenta retirarle el agua, con objeto de obtener el concentrado de mineral y que no sea tan gravoso el costo del flete hacia las refinерías.

El proceso seguido es la filtración. Existen todavía algunas plantas de beneficio que llevan a cabo la filtración mediante filtros rotatorio o de discos, estos equipos han demostrado que tienen un límite para abatir la humedad, ya que en los mejores casos el concentrado obtenido contiene 16% de humedad, por lo que tienden a desaparecer, al menos en esta aplicación.

Actualmente se instalan en estas operaciones filtros de placas, los cuales operan en forma intermitente, esta limitación aparente se minimiza cuando se obtienen concentrados con humedades no mayores al 8%, lo que representa un gran ahorro en el costo del flete.

Debido a sus ciclos de operación, los filtros de placas necesitan de un tanque de balance antes de alimentarlos; en la mayoría de los casos, este tanque suele ser el mismo espesador, si esto no es posible, se pueden usar tanques agitados.

Los filtros de placas están formados por bastidores de metal, sobre los cuales se instalan placas de diferentes materiales, el acomodo de éstas se realiza alternando placas sólidas con placas huecas, la función de éstas es la acumulación de sólidos. Ambos tipos de placas se separan mediante tramos de telas.

La operación principia cuando se envía la pulpa, ya sea del fondo del espesador o tanque agitado por medio de bombas de alta presión hacia el filtro el cual está inicialmente cerrado. Un mecanismo hidráulico acciona un pistón el cual a su vez empuja la primera placa comprimiendo el resto, contra una placa fija.

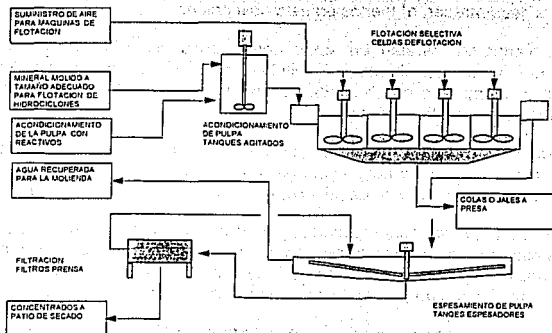
La pulpa se reparte en todas las placas y por efecto de la presión busca las salidas, las cuales se encuentran entre las placas, pasando las telas de división. Este efecto provoca que los sólidos se queden atrapados de un lado de la tela (que coincide con las placas huecas) y se acumulen, mientras que en el lado contrario, se obtenga el líquido. En el momento en que la diferencial de presión entre la entrada y la salida no se modifica, se suspende el bombeo y se procede a la apertura del filtro, esto se logra replegando el pistón hidráulico. Posteriormente por medios mecánicos o manuales se desprende la torta de concentrado que se formo en las placas; se limpia el filtro y se inicia un nuevo ciclo.

Los diseños más avanzados de filtros incorporan mecanismos automatizados que pueden lograr los ciclos, de tal forma que se pueda hacer una operación continua. Como la mayoría de los equipos antes descritos, el diseño es muy particular del fabricante, y solo se especifica, además de las condiciones de proceso, el tipo de operación automática o semimanual, así como los materiales de fabricación de las telas y placas.

El líquido obtenido se retorna al espesador, y el concentrado con 8% de humedad se transporta por medio de bandas a la zona de almacenamiento.

El embarque de concentrados se realiza mediante cargadores frontales los cuales descargan sobre las cajas de tractocamiones o góndolas de ferrocarril, según se haya planeado la infraestructura.

FIG. 2.8 OPERACIÓN CONVENCIONAL DE FLOTACIÓN Y OBTENCIÓN DE CONCENTRADOS.



### CIANURACIÓN:

Este tipo de tecnología involucra más procesos químicos que físicos, como sucede en la flotación. Su aplicación principal se encuentra en la recuperación de metales preciosos, ya que los minerales en que se encuentran presentan mucha resistencia a la separación física, por lo que se tiene que realizar un ataque químico con objeto de lograr una disolución de éstos.

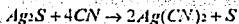
El proceso de cianuración es la extracción de oro y plata de minerales concentrados o residuos finamente molidos, mediante el uso de soluciones débiles de cianuro de sodio, potasio o calcio. La plata y el oro así disueltos se precipitan mediante la acción de polvo de zinc metálico, obteniéndose lo que se denomina *precipitados*; después se lavan y funden para producir barras Doré (amalgama de oro y plata):

Las condiciones ideales para la disolución del oro o la plata es que éstas se encuentren liberadas y limpias, que las soluciones de cianuro no contengan impurezas que inhiban la reacción y se introduzca una adecuada cantidad de oxígeno durante la reacción.

De acuerdo con lo anterior, la principal reacción química llevada a cabo es la siguiente:



De manera semejante la plata se disuelve, no obstante, la mayor parte de la plata se encuentra en forma de sulfuros, llevándose a cabo la reacción siguiente:



Cuando un mineral se someterá a un proceso de cianuración, desde la etapa de molienda se inicia la adición de cianuro de sodio, como agente lixivante. Esta etapa aprovecha el efecto de la fragmentación física combinada con el ataque químico, el cianuro de sodio se añade en solución junto con el agua requerida para la molienda húmeda.

Una vez clasificada la descarga del molino, el sobreflujo de los hidrociclones se envía a un espesador, comúnmente denominado *de cabeza*, en donde como líquido se obtiene la denominada *solución rica*; esta contiene disueltos los primeros metales y los que se añaden con la denominada *solución semirica*, que es una recirculación del proceso.

Los sólidos recuperados en este espesador son extraídos para enviarlos a otro proceso denominado de agitación, el cual consiste de un segundo ataque con solución de cianuro de sodio, esta reacción se lleva a cabo en tanques agitados con propelas de diámetro semejante al tanque, adicionalmente se les inyecta aire para promover la reacción.

Estos tanques generalmente son recubiertos y tanto las propelas como las flechas son de acero especiales, debido a los esfuerzos desarrollados al agitar toda la carga como a la abrasión a que están sometidos.

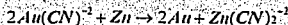
Una vez completado el tiempo de residencia, la pulpa se pasa a espesadores de lavado; estos equipo tienen por objetivo poner esta masa de sólidos (la cual vienen con los metales ocultos) con una gran cantidad de agua, de tal manera que se efectúe un lavado vía disolución, los espesadores son semejantes a los antes descritos, y solo se diferencian en la magnitud, ya que los diámetros son del orden de 10 m.

Otra característica de operación es que se enlazan en contracorriente, esto significa que la pulpa de los tanques agitados pasa de un espesador a otro en sentido contrario al agua, de tal manera que los primeros litros de agua se ponen en contacto con los últimos kilos de pulpa. La cantidad de espesadores necesarios va en función de la recuperación requerida y de la eficiencia del ataque químico.

El gran flujo de agua que requiere esta operación se recupera en el último espesador (donde entro por primera vez la pulpa), y desde ese punto se envía al área de molienda. Esta corriente es la *solución semirica* antes mencionada.

La *solución rica* obtenida en el *espesador de cabeza* se envía al área de precipitación. Este proceso se lleva a cabo en unidades paquete denominadas *Merril Crowe*, las cuales usan una reacción de cementación, añadiendo zinc metálico directamente a la tubería y de esta manera se precipitan los metales en solución.

La química de la precipitación con zinc, se basa en el hecho de que el oro y la plata son metales más nobles que el zinc. Esto significa que son más fácilmente reducibles a sus estados nativos ( $\text{Au}^0$  y  $\text{Ag}^0$ ), que a permanecer como complejos cianurados. La reacción química llevada a cabo es la siguiente:

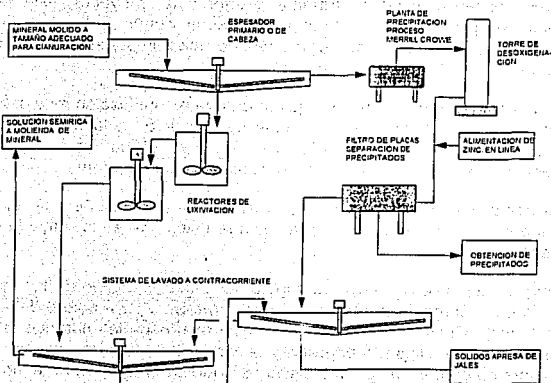


Como el Oro es precipitado, el zinc se combina para formar el complejo cianurato de zinc, el cual permanece en solución.

Debido a que la reacción se completa rápidamente, la tubería antes mencionada se alimenta directamente a filtros prensa donde se obtienen como sólidos los *precipitados* que son los metales preciosos en estado nativo, y una solución que no debe de llevar oro o plata disuelto, la cual se denomina *solución estéril*.

Los precipitados se envían a hornos de charolas para su secado, posteriormente se embolsan y se colocan en cuñetes para su traslado a las refineras.

FIG. 2.9 OPERACIÓN CONVENCIONAL DE CIANURACIÓN Y OBTENCIÓN DE PRECIPITADOS.



#### 2.4. Organización de las fases de ingeniería y construcción.

La organización de un proyecto de esta naturaleza se forma con personal de la firma de ingeniería y del contratante ó dueño del proyecto, esta relación tan particular, se justifica por el hecho de que el dueño del proyecto aporta la experiencia practica, la cual es a menudo más importante que los diseños sofisticados de las firmas de ingeniería.

Siendo así la organización, se requiere de una comunicación muy estrecha entre el residente del contratante y el gerente de proyecto de la firma, con objeto de evitar duplicidad, ya que los jefes de disciplina de la firma establecen una comunicación muy estrecha con los especialistas del contratante.

Esta comunicación asegura que las instalaciones se diseñen de acuerdo a los criterios del dueño del proyecto, toda vez que estos son en la mayoría elaborados "en casa".

La organización de un proyecto minero, involucra el diseño de las instalaciones de la mina, así como de la planta de concentración, y se requiere del esfuerzo de un grupo multidisciplinario. Por un lado, la mina es una parte en la que se involucran disciplinas como geología, topografía y la misma ingeniería de minas; por el lado de la planta de concentración, las disciplinas que se involucran en el proyecto, son semejantes a las incurridas en el diseño de una planta industrial.

Con objeto de planear la organización se establecerá el alcance involucrado.

En la ingeniería de minas se definen:

- ◆ forma de explotación de la mina
- ◆ accesos para salida de mineral y movimiento de equipo móvil
- ◆ obras de ventilación
- ◆ diseño de rampas o malacates
- ◆ diseño de la trituración primaria
- ◆ diseño de la estación de bombeo (cuando existen corrientes subterráneas)

Estas actividades son altamente especializadas y varían de una mina a otra.

Las actividades de diseño correspondientes a la mina son muy específicas y no se comentarán en este trabajo.

En el diseño de planta de beneficio, dado que hay más elementos relacionados con un proyecto industrial, se pueden establecer los niveles de Ingeniería Básica y de Detalle. Así mismo, tanto la ingeniería de minas como la básica las realiza generalmente el mismo dueño del proyecto; mientras que el resto de las actividades del proyecto se llevan a cabo con firmas consultoras externas.



Es conveniente también que antes de iniciar las fases de ingeniería se divida la planta de beneficio por áreas, con objeto de definir las numeraciones en los planos, así como las cuentas de cargo. A manera indicativa se sugieren las áreas siguientes:

TABLA 2.1 DESGLOSE DE ÁREAS EN PROYECTOS MINEROS

ÁREA 10	TRITURACIÓN
ÁREA 20	MOLIENDA
ÁREA 30	FLOTACIÓN
ÁREA 40	ESPESMIENTO
ÁREA 50	FILTRADO Y MANEJO DE CONCENTRADOS
ÁREA 60	AGITACIÓN
ÁREA 70	LAVADO DE PULPAS
ÁREA 80	FILTRADO, PRECIPITACIÓN Y MANEJO DE PRECIPITADOS
ÁREA 90	REACTIVOS
ÁREA 100	EDIFICIOS E INSTALACIONES AUXILIARES

El alcance sugerido para cada una de estas fases de ingeniería y que ha funcionado en éste tipo de proyectos, es el siguiente:

#### *Ingeniería Básica:*

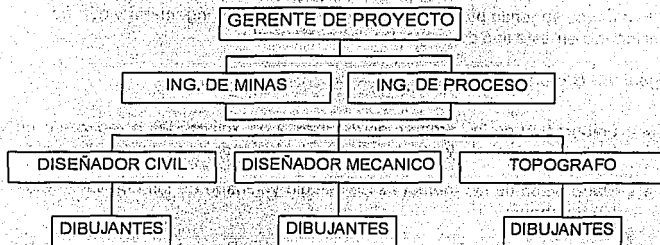
- elaboración de los programas detallados de actividades a realizarse en las fases de ingeniería y construcción, estableciendo secuencias y tiempos.
- elaboración de las memorias de cálculo y llenado de las hojas de datos del equipo mayor.
- elaboración del Diagrama de Flujo de Proceso, mostrando lista y numeración de equipo, así como el balance de pulpa y agua, y las extracciones planeadas.
- elaboración de los Diagramas de Tuberías e Instrumentación.
- emisión de las solicitudes de cotización y evaluación técnico-económica de los equipos mayores.
- elaboración del Diagrama General Unifilar (preliminar)
- elaboración de los planos topográficos de levantamiento directo con curvas de nivel cada metro.
- selección del mejor sitio de erección de la planta, basado en diferentes alternativas.
- realización del estudio de mecánica de suelos del área elegida.

- ♦ propuesta de arreglo general de la planta de concentración y edificios auxiliares, mostrando vistas planta y elevaciones de las zonas de más interés.
- ♦ elaboración del estimado de inversión preliminar

En esta fase la definición del sitio es de primordial importancia, dado que es muy frecuente que los cortes y rellenos obtenidos pueden modificar la localización de la planta de beneficio; aunque esta debe de estar "a pie de mina", si la magnitud del movimiento de tierras lo amerita, la planta se tendrá que mover, aún a costa de realizar acarreos con equipo móvil.

De igual forma, el arreglo general propuesto deberá considerar la eficiente disposición de la topografía del sitio con el propósito de minimizar las operaciones de bombeo, así como de proporcionar caminos de acceso para fácil mantenimiento y traslado dentro de la planta.

FIG. 2.10 ORGANIGRAMA PARA INGENIERÍA BÁSICA



Aunque el gasto de horas-hombre depende de varios factores los proyectos de éste tipo involucran en promedio un consumo de 7,200 h-h, esto se refiere a trabajo de gabinete, a los que deberá de incluir los trabajos de geología y topografía, así como las visitas al sitio del proyecto.

Las actividades relacionadas para el diseño de la colonia habitacional y presa de jales se involucran en la ingeniería de detalle y generalmente las realiza un consultor.

#### *Ingeniería de Detalle:*

En la fase de ingeniería la información generada, deberá ser la suficiente y completa para realizar el adecuado concurso de construcción y posteriormente para llevar a cabo la instalación y arranque de la planta de beneficio e instalaciones auxiliares.

Para concretar lo anterior se involucran la elaboración de cálculos, diseños, dibujos, especificaciones y volúmenes de materiales definitivos de todas las especialidades, como, civiles, mecánicas, tubería, eléctrica, instrumentación y equipo de proceso.

Las bases de diseño de cada especialidad y especificaciones, que se utilizarán para el cálculo y diseño serán las proporcionadas por el dueño del proyecto. Lo anterior es conveniente para asegurar el avance y minimizar las revisiones.

Con objeto de conformar la Ingeniería del Proyecto, la Ingeniería de Detalle, se divide en disciplinas, las cuales son:

**TABLA 2.2 DISCIPLINAS EN LA INGENIERÍA DE DETALLE**

DISCIPLINA 1000. PREPARACIÓN DEL LUGAR	ELABORACIÓN DE PLANOS DE TERRACERÍAS Y CUBICACIÓN DE VOLÚMENES DE OBRA, INCURRIDOS EN LA ELABORACIÓN DE NIVELES Y PLATAFORMAS DE DESPLANTE
DISCIPLINA 2000. OBRAS CIVILES	DISEÑO DE ZAPATAS, LOSAS, ACABADOS Y RECUBRIMIENTOS, DETALLES DE ACERO DE REFUERZO, PLANOS DE CIMENTACIÓN DE EQUIPO Y ESTRUCTURAS. CUANTIFICACIÓN DE VOLÚMENES DE OBRA.
DISCIPLINA 3000. ACERO ESTRUCTURAL	DISEÑO PARA EL SOPORTE DE EQUIPOS, TANQUES, ETC. PRESENTANDO LISTAS DE MATERIALES Y CUANTIFICACIÓN DE VOLÚMENES DE OBRA.
DISCIPLINA 4000. EDIFICIOS ARQUITECTÓNICOS	DISEÑO DE PARA CADA EDIFICIO DE LAS COLUMNAS, MARCOS, MAMPOSTERÍAS, CUBIERTAS LATERALES, CUBIERTAS DE TECHO, PUERTAS, ETC. SE INCLUYEN SOPORTES PARA GRÚAS, PRESENTANDO LISTAS DE MATERIALES Y CUANTIFICACIÓN DE VOLÚMENES DE OBRA.
DISCIPLINA 5000. EQUIPO DE PROCESO	DIMENSIONAMIENTO Y ESPECIFICACIÓN DE TODO EL EQUIPO. REVISIÓN DE LAS ESPECIFICACIONES PARA COMPRA DE EQUIPO, ASÍ COMO DE LA INFORMACIÓN Y PLANOS SUMINISTRADOS POR LOS PROVEEDORES. SE GENERAN DIBUJOS DE ARREGLO DE EQUIPO Y ENSAMBLE DE ESTOS. ASÍ COMO ESPECIFICACIONES PARA COMPRA DE EQUIPO.
DISCIPLINA 6000. TUBERÍAS	SE GENERAN ESQUEMAS Y DIAGRAMAS, PLANOS DE PLANTA Y DE DETALLE, PLANOS ISOMÉTRICOS, PARA TUBERÍAS DE 2 PLG. O MÁS, PRESENTANDO LISTAS DE MATERIALES Y CUANTIFICACIÓN DE VOLÚMENES DE OBRA.

**DISCIPLINA 7000. INSTALACIONES ELÉCTRICAS**

SE GENERAN DISEÑOS DE LOS SISTEMAS DE FUERZA Y CONTROL DE LOS EQUIPOS, ASÍ COMO LOS SISTEMAS DE TIERRAS Y ALUMBRADO, SE SELECCIONAN LOS EQUIPOS, PRESENTANDO LISTAS DE MATERIALES Y CUANTIFICACIÓN DE VOLUMENES DE OBRA, ASÍ COMO ESPECIFICACIONES PARA COMPRA DE EQUIPO.

**DISCIPLINA 8000. INSTRUMENTACIÓN**

SE GENERAN DISEÑOS DE LOS SISTEMAS DE CONTROL DE PROCESO, LA SELECCIÓN Y PREPARACIÓN DE ESPECIFICACIONES PARA COMPRA DE INSTRUMENTOS.

**DISCIPLINA 9000. PINTURA, AISLAMIENTO, MOBILIARIO Y VARIOS**

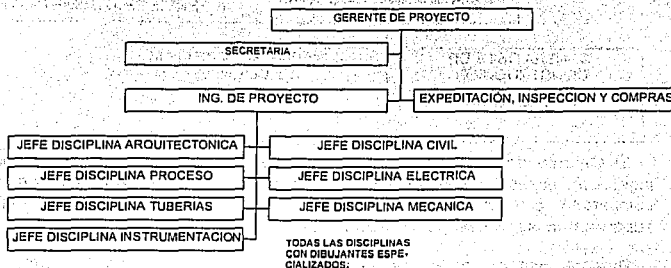
ELABORACIÓN DE VOLÚMENES DE OBRA Y LISTAS DE MATERIALES DE LAS PARTIDAS, TAMBIÉN SE DESARROLLAN LOS PLANOS DE AIRE ACONDICIONADO

**CONCEPTOS GENERALES**

JUNTAS DE COORDINACIÓN Y DE REVISIÓN  
SEGUIMIENTO DE CRONOGRAMA DE ACTIVIDADES  
PREPARACIÓN DE LOS CONCURSOS DE OBRA  
PREPARACIÓN DEL LIBRO DEL PROYECTO

La organización propuesta para llevar a cabo esta ingeniería es la siguiente:

FIG. 2.11 ORGANIGRAMA PARA INGENIERÍA DE DETALLE.



Aunque el gasto de horas-hombre depende de varios factores los proyectos de éste tipo involucran en promedio un consumo de 45,000 h-h, esto se refiere a trabajo de gabinete, a los que deberá de incluir los trabajos a realizarse en el diseño de la presa de jales y la colonia habitacional (junto con los servicios), así como los estudios de Impacto Ambiental y las visitas al sitio del proyecto.

#### Construcción:

Con objeto de tener una continuidad en el proyecto, los mandos principales de la organización del proyecto, durante las etapas de ingeniería básica y de detalle, deberán de estar también durante la etapa de construcción.

Para lograr lo anterior, el dueño del proyecto suministra un equipo de especialistas al consultor o firma de ingeniería, con objeto de que trabajen en conjunto con sus propios especialistas. Esta organización es independiente de la del constructor.

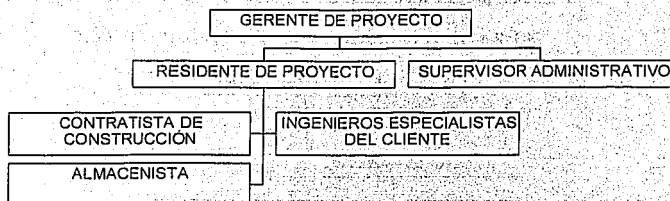
Los mandos principales mencionados son:

Gerente de Proyecto

Ingeniero de Proyecto

Ingenieros Especialistas (eléctrico, mecánico, proceso)

FIG. 2.12 ORGANIGRAMA PARA LA CONSTRUCCIÓN



El Gerente de Proyecto es la misma persona que supervisó las etapas de ingeniería, el residente pudo haber estado como ingeniero de proyecto o haber colaborado con el Gerente durante la ingeniería, los ingenieros son los supervisaron las disciplinas de ingeniería.

Durante esta etapa, el personal que operará las instalaciones comienza a integrarse al proyecto, sugiriendo detalles que le puedan ayudar a llevar la operación en forma más eficiente, de igual forma este personal será el encargado de realizar las pruebas y puesta en marcha de la unidad. Las comunicaciones entre estos dos grupos normalmente se realizan mediante el Gerente de Proyecto y el Gerente de la Instalación, el cual se nombrará, si es posible, al inicio de la construcción.

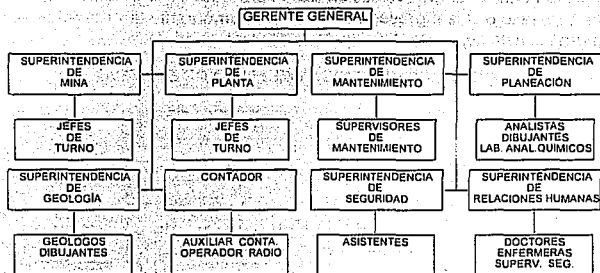
Como se menciona en los rubros relacionados a la ingeniería básica y de detalle el desarrollo de éstas depende de un sin numero de factores que no se discutirán en éste trabajo, sin embargo como un orden de magnitud se puede mencionar que la construcción de la planta de beneficio, colonia habitacional y presa de jales demanda en promedio 1.5 años.

## 2.5. Organización durante la operación

La organización de las unidades mineras son en forma general iguales, solo se diferencian en la cantidad de personal, ésto debido al tamaño de la operación.

Existen algunos puestos que debido a la naturaleza de la instalación, no son comunes a otras plantas de procesamiento, tal es el caso de la Superintendencia de Relaciones Humanas y la de Planeación.

FIG. 2.13 ORGANIGRAMA PARA LA OPERACIÓN



En caso de la primera, dado que la instalación está generalmente situada en un sitio aislado, las relaciones con la comunidad deben de ser lo mejor posibles, evitando mantenerse al margen de problemas, tales como narcotráfico el cual es muy común en las serranías de nuestro país, también esta Superintendencia controla la clínica, que en la mayoría de los casos es el único centro de atención medica en varios kilómetros a la redonda, y que de alguna forma tiene que atender a la comunidad, este último caso ha sido actualmente resuelto en conjunto con autoridades federales tales como el IMSS.

La Superintendencia de Planeación tiene como objetivo conjugar los esfuerzos del área geológica con la de operación de la mina y planta de beneficio, para balancear la producción de mineral con la capacidad de procesamiento. Los estudios geológicos dan la pauta para seguir la explotación de la mina de tal forma que el mineral obtenido sea de las leyes especificadas y no se llegue al agotamiento anticipado de la mina.

Aunque no se muestran en el organigrama, las relaciones entre todas las superintendencias son muy estrechas y su fin común es el de producir un concentrado a tiempo y con las leyes presupuestadas.

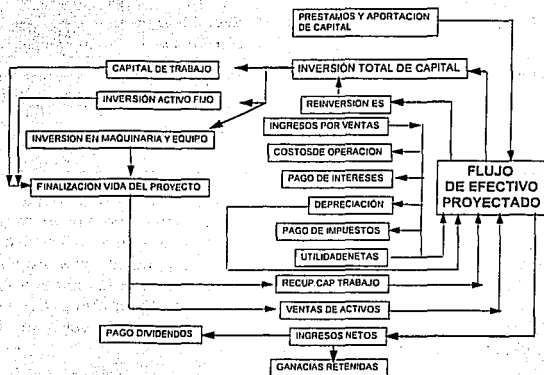
### III. PLANTEAMIENTO DEL MODELO DE EVALUACIÓN DE INVERSIONES.

#### 3.1. Definición de los parámetros de rentabilidad:

El análisis de la rentabilidad de un proyecto es parte del desarrollo de la ingeniería del mismo. En forma general se lleva a cabo en hojas de cálculo las cuales generan una gran cantidad de escenarios y parámetros de rentabilidad que son usados como elementos de decisión.

La parte esencial de la evaluación de un proyecto es la determinación del flujo de efectivo, esto es los ingresos que se obtendrán durante la vida del proyecto; en forma gráfica este flujo está definido de la siguiente manera:

FIG. 3.1 COMPOSICIÓN DEL FLUJO DE EFECTIVO



Sin llegar a profundizar en definiciones y demostraciones, los parámetros más comúnmente usados en la evaluación de proyectos y que requieren de la elaboración de un flujo de efectivo, son la tasa interna de retorno (TIR) y el valor neto presente (VNP).

Estas técnicas denominadas de flujo de efectivo descontado (DCF), involucran el costo del dinero en el tiempo así como el costo del capital, tales conceptos son de gran importancia y se explicaran en los siguientes párrafos.

Como se nota, una dificultad inherente a la cuantificación de los flujos de efectivo, es que se trata de pronosticar eventos futuros, los cuales se presentan a lo largo de la vida del proyecto, esto es la determinación, se debe de realizar año con año.



Sea cual sea el método de evaluación, siempre dependerá de la exactitud con que se hayan pronosticado los flujos de efectivo.

Una vez que se haya determinado los flujos de efectivo, es entonces posible, realizar series de datos en función del tiempo y aplicar las técnicas DCF, con objeto de calcular la TIR o el VNP.

Es conveniente hacer énfasis que las técnicas DCF, buscan involucrar el valor del dinero en el tiempo, esto es, un peso ahora tiene más valor que un peso que se recibirá dentro de un año, el cuál a su vez es más valioso, que otro peso que se reciba dentro de dos años.

Es importante anotar, que el valor del dinero en el tiempo no es consecuencia de la inflación; el concepto de valor del dinero en el tiempo, es consecuencia de la existencia de tasas de interés positivas.

Estas técnicas, pueden involucrar inflación de ahí que, se hable de cálculos de flujo de efectivo a pesos corrientes (incluyen inflación), o a pesos constantes (asumiendo una tasa de inflación igual a cero). De acuerdo a la experiencia las evaluaciones de proyectos son confiables a pesos constantes, ya que es válido pensar que un proyecto que sea rentable hoy, lo será más dentro de dos o tres años, siempre y cuando no presenten variables no cuantificadas originalmente. En este trabajos se emplearan evaluaciones a precios constantes.

El valor presente de una serie de flujos de efectivo, determina cuanto valen esos pesos, hoy. El valor presente incorpora el principio del valor del dinero en el tiempo, descontando los pesos futuros (calculando su valor hoy), usando una apropiada tasa de interés.

La regla principal del valor presente es: una inversión es rentable solo y solo si, el valor presente de los flujos de efectivo generados exceden su costo, esto es, si su VNP es positivo.

$$VNP = [ \text{valor presente de los futuros flujos de efectivo} ] - \text{costo inicial}$$

Para la evaluación del VNP, los flujos de efectivo son descontados mediante una tasa de interés, conocida como costo de capital, de ahí que el VNP para una tasa  $K$  sea el siguiente:

$$VNP = \sum_{t=0}^n \left[ \frac{I_t}{(1+K)^t} \right] - I_0$$

donde:

$I_t$  = flujo de efectivo por año  $t$

$I_0$  = inversión inicial

$n$  = longitud del proyecto en años

La técnica VNP, genera una cifra en pesos o dólares. Si esta cifra es positiva o cero el proyecto es viable.

La técnica de la TIR, es muy similar a la del VNP, excepto que, en lugar de una cifra, se determina un tasa de rendimiento.

Si consideramos una inversión inicial  $I_0$ , y flujos de efectivo a finales de cada año denominados  $I_1, I_2, I_3$ , hasta  $I_n$  para los años 1, 2, 3 y  $n$ , los cuales son descontados a una tasa de interés  $r$ . Entonces la TIR, está definida como el valor de  $r$  al cual la suma de valores presentes de los flujos de efectivo son cero.

Recordemos que para cualquier año  $n$ , el valor presente de  $n$  flujo de efectivo es:

$$PV_n = \frac{I_n}{(1+r)^n}$$

y la suma de los valores futuros de los flujos de efectivo, expresados en términos de valor presente, es:

$$\sum_{t=1}^n \frac{I_t}{(1+r)^t}$$

de ahí que la TIR sea aquel valor de  $r$  para el cual se cumpla:

$$\sum_{t=0}^n \left[ \frac{I_t}{(1+r)^t} \right] = 0$$

La TIR calculada se compara contra el costo de capital; una TIR mayor que este, es síntoma de que el proyecto puede ser factible.

### 3.2. Estados financieros requeridos.

Antes de establecer los flujos de efectivo de un proyecto, se requiere de información adicional, la cual se obtiene por los estados financieros siguientes :

- resumen de datos
- cedula de depreciación y amortización
- cédula de financiamiento
- estado de resultados
- presupuesto de capital de trabajo
- estado de flujo de efectivo
- balance general

La función principal del resumen de datos, es la consolidación de los cálculos requeridos para determinar las ventas brutas del proyecto.

Los datos requeridos para determinar estas son:

- ◆ volumen de mineral producido.
- ◆ leyes de cada uno de los metales a recuperar.
- ◆ recuperaciones esperadas
- ◆ precio de los metales
- ◆ liquidaciones de concentrados

La explicación de cada uno de estos datos se vera más adelante.

Una vez determinadas las ventas brutas, se esta en posición de elaborar el estado de resultados.

El estado de resultados, compara los costos de un proyecto contra los ingresos obtenidos y muestra si existen utilidades.

La determinación de estos es responsabilidad del ingeniero de proyecto, si bien la cantidad y tipo de insumo que se requerirá, se determino en las etapas de ingeniería básica, la cuantificación de estos se requiere con objeto de determinar los costos de operación.

En el cálculo de estos también se definirá la relación de éste con la producción clasificándolo como variable o fijo. Una definición adicional es la que un costo variable es función de la producción, por ejemplo:

✓ costo de los energéticos

✓ costo de los servicios auxiliares

Los costos fijos por ende, no tienen relación con la producción. Ejemplos de costos fijos son:

✓ mano de obra directa

✓ supervisión

✓ mantenimiento

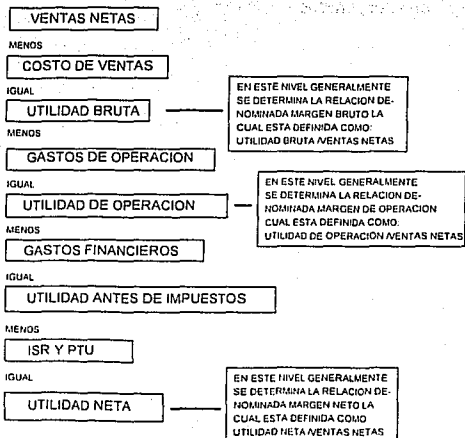
Es pertinente mencionar que el pronóstico de las ventas brutas, en gran medida dependerá de los pronósticos de estos costos.

Contablemente la consolidación de estos costos se conoce como costo de ventas, es decir cuanto cuesta realizar las ventas.

En el estado de resultados existen otros rubros denominados gastos de operación, los cuales se pueden dividir en gastos de: administración y ventas. Los primeros están relacionados con aspectos administrativos del proyecto, tal es caso de, sueldos de personal administrativo, rentas. En el caso de los segundos se relacionan con el gasto incurrido por el área de ventas.

El resto de los rubros involucrados en este estado, se refieren a los gastos financieros (pago de intereses) y los impuestos sobre la renta y pago de utilidades.

FIG. 3.2 ESQUEMA DEL ESTADO DE RESULTADOS



Los márgenes típicos en la industria minera son:

Margen bruto ~ 65%

Margen operativo ~ 45%

Margen neto ~ 25%

El capital de trabajo, se define como las partidas de efectivo que se necesitan tener para iniciar la operación de transformación, las partidas usuales que componen este son:

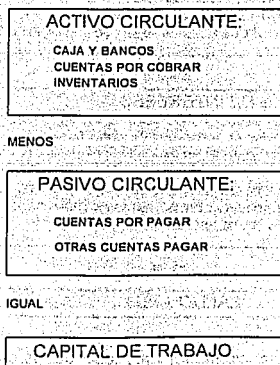
- ◆ inventarios de: mineral (materia prima), partes de repuesto, consumibles, materiales en proceso y productos terminados
- ◆ cuentas por cobrar
- ◆ cuentas por pagar
- ◆ efectivo en caja (primeros pagos de nómina y servicios)

Contablemente el capital de trabajo es el exceso de los activos circulantes del proyecto sobre los pasivos circulantes.

La determinación de estas partidas se realiza individualmente tomando como base los requerimientos relacionados a los días de operación, por ejemplo las cuentas por cobrar se podrían calcular considerando 30 días de las ventas netas, es decir se considera que no antes de esos días se recibirá el producto de las ventas.

Gráficamente el capital de trabajo se representa como:

FIG. 3.3 ESQUEMA DEL CAPITAL DE TRABAJO



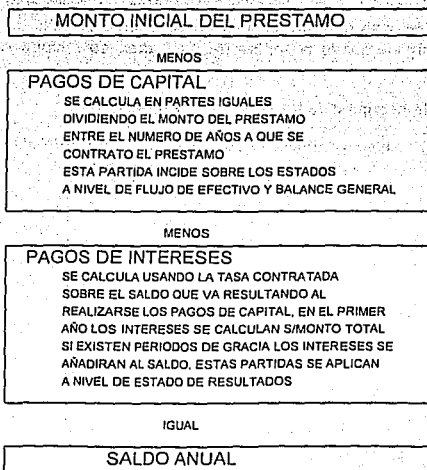
Aunque por experiencia un proyecto se debe de evaluar, antes que todo, sin financiamiento, una vez realizada la primera aproximación, se deberá de incluir la adquisición de un crédito. En la práctica ningún proyecto se lleva a cabo sin financiamiento.

La cédula que involucra el financiamiento, esta conformada por:

- el monto total de la inversión.
- el grado de apalancamiento
- la tasa de interés usada
- los pagos a capital
- los montos a pagar por concepto de intereses
- los saldos que se tienen a realizar estos pagos

La representación gráfica de esta cédula es la siguiente:

FIG. 3.4 ESQUEMA DEL FINANCIAMIENTO

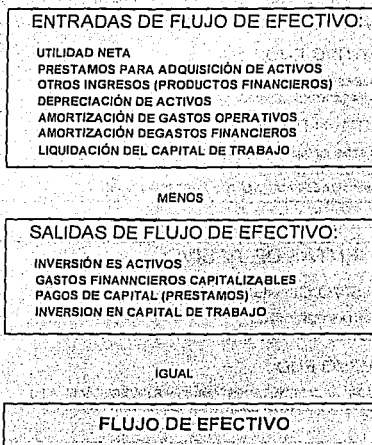


El estado de flujo de efectivo, usa la información generada, tanto en el estado de resultados, cédula de financiamiento y presupuesto de capital de trabajo.

Tiene la finalidad de mostrar, el "excedente" en caja; la diferencia entre los ingresos y los egresos; el dinero disponible para los accionistas (dividendos o amortización de acciones).

Los conceptos involucrados en este estado se muestran a continuación:

FIG. 3.5 ESQUEMA DEL FLUJO DE EFECTIVO



El balance general representa el documento, donde se "amarran", todos los datos que se calcularon en el resto de los estados descritos, existe una gran variedad de literatura al respecto, en este trabajo solo se mostraran las partidas involucradas.

La prueba de que todos los datos se han considerado, es la importante igualdad:

$$\text{PASIVO TOTAL} + \text{CAPITAL CONTABLE} = \text{ACTIVO TOTAL}$$

La representación gráfica de este estado en la siguiente:

FIG. 3.6 ESQUEMA DEL BALANCE GENERAL

**CUENTAS DE ACTIVO**

**ACTIVO CIRCULANTE:**

CAJA Y BANCOS (SE LE AÑADE EL FLUJO DE EFECTIVO)

CUENTAS POR COBRAR

INVENTARIOS

**ACTIVO FIJO:**

INVERSIÓN EN ACTIVO FIJO

DEPRECIACIÓN ACUMULADA

**ACTIVO DIFERIDO:**

GASTOS FINANCIEROS CAPITALIZABLES

GASTOS PREOPERATIVOS

AMORTIZACIÓN DE GASTOS PREOPERATIVOS

**CUENTAS DE PASIVO**

**PASIVO CIRCULANTE:**

CUENTAS POR PAGAR

PRESTAMOS DE CORTO PLAZO (MENOS DE TRES AÑOS)

**PASIVO FIJO:**

PAGOS DE CAPITAL (PRESTAMOS PAR INVERSIÓN EN A.F.)

**CUENTAS DE CAPITAL CONTABLE**

CAPITAL SOCIAL

UTILIDADES ACUMULADAS EJERCICIOS ANTERIORES

UTILIDADES DEL EJERCICIO ACTUAL



### 3.3. Estructura del capital y tasa de rendimiento.

En el inciso 3.1, se menciona el costo de capital, como una medida de comparación de la TIR o la tasa de descuento usada en la determinación del VNP, pero ¿cómo se compone este capital y cómo se relaciona con el costo de capital?

Aunque las empresas tienen varias formas de obtener capitales (dinero), existe principalmente dos:

- ✓ aportación de personas físicas ("equity")
- ✓ deuda bancaria ("debt")

En el primer caso los fondos son aportados por los propietarios de la empresa, denominados accionistas. Este grupo también es propietario de las utilidades retenidas (dividendos no distribuíbles), las cuales forman la mayoría de los fondos que una empresa tiene para invertir.

La deuda bancaria representan los fondos obtenidos, mediante la promesa de pagos de capital e interés (a una determinada tasa) durante un tiempo pactado.

La diferencia principal entre estos fondos, es que, en el caso de los accionistas implícitamente acuerdan tomar el riesgo de no obtener dividendos o perder su capital si el desempeño de la empresa es deficiente, mientras que en la deuda bancaria siempre se paga.

Por lo tanto el costo de capital, es una combinación del costo del dinero de los accionistas y el de financiamiento. Esta combinación se denomina costo promedio ponderado de capital.

Antes de profundizar más en el costo de capital, es prudente hablar del riesgo así como de sus implicaciones en el rendimiento.

El riesgo es la posibilidad de que el rendimiento de una inversión no se obtenga como se planeo. Si un inversionista compra bonos gubernamentales (CETES, etc.), sus ganancias serán exactamente como se planearon, y por lo tanto su inversión está clasificada como libre de riesgo.

En contraste si el mismo inversionista compra acciones de una determinada empresa, no es posible que establezca el valor de estas en el futuro; es decir sería difícil definir sus ganancias. Por lo tanto el rendimiento de estas acciones (dividendos más capital), en el futuro será diferente en comparación a una inversión clasificada como de cero riesgo.

Como es lógico el inversionista exigirá por el alto riesgo, un rendimiento mayor; de ahí que, en la práctica los inversionistas diversifican sus inversiones en diferentes instrumentos (portafolios de inversiones) con objeto de reducir el riesgo y aumentar el rendimiento.

Una empresa funciona igual que los inversionistas; un proyecto se lleva a cabo para incrementar la riqueza de los accionistas, los ingenieros definen que proyectos realizan este efecto, si no existen proyectos que ofrezcan un rendimiento aceptable en comparación a su grado de riesgo, entonces los accionistas retiran sus dividendos para invertirlos en portafolios de inversiones, de manera que la infraestructura de las empresas se detiene.

Existen en la literatura diferentes modelos financieros que definen el costo de capital, a continuación se describe la teoría CAPM (capital asset pricing model).

Este modelo toma en cuenta los diferentes aspectos que afectan el rendimiento de los proyectos (riesgo de la industria, riesgo país, costo de oportunidad, nivel de apalancamiento, etc.). Por otro lado, el costo del financiamiento es aquel que se pacta con los bancos, y es incorporado directamente en el modelo.

Las premisas que establece esta teoría son las siguientes:

- ✓ existen riesgos relacionados con la evolución de la economía y los mercados financieros que afectan a los proyectos a través de las expectativas.
- ✓ las empresas al invertir en un proyecto incurrir en un costo de oportunidad, y éste deberá ser cubierto por el proyecto. Esto quiere decir que las empresas siempre podrán elegir la opción de invertir su dinero en instrumentos de cero riesgo.

El costo del financiamiento se incluye en el modelo, usando la tasa que resulta después de pagar los impuestos. Esto resulta debido a que los intereses son deducibles de impuestos. En base a lo anterior el costo de capital se pueda establecer como:

$$CP = W_1 * K_d * (1 - t) + W_2 * K_i$$

DONDE:

$W_1$  Y  $W_2$  SON LAS PROPORCIONES DE DEUDA Y CAPITAL QUE SE UTILIZAN PARA FINANCIAR EL PROYECTO.

$K_d$  ES LA TASA DE INTERÉS CON LA QUE SE CONTRATARA EL PRÉSTAMO PARA FINANCIAR EL PROYECTO.

$t$  ES LA TASA IMPOSITIVA VIGENTE (44% = 34% ISR Y 10% PTU)

$K_i$  ES EL COSTO DE CAPITAL DE LOS ACCIONISTAS

El costo de capital de los accionistas según la teoría CAPM, esta dado por la fórmula siguiente :

$$K_i = K_r + \beta * (K_m - K_r) + \text{riesgo país}$$

DONDE:

$K_r$  ES LA TASA LIBRE DE RIESGO Y REPRESENTA EL COSTO DE OPORTUNIDAD MÍNIMO DE LOS ACCIONISTAS.

ESTA TASA CORRESPONDERÍA A LA TASA DE BONOS GUBERNAMENTALES MÁS ALTA.

$K_m$  ES LA TASA DE RENDIMIENTO QUE TIENEN LOS MERCADOS DE CAPITALES

$K_m$  -  $K_f$  REPRESENTA EL RENDIMIENTO QUE EL MERCADO DE CAPITALES TIENE POR ARRIBA DEL MERCADO DE RENTA FIJA.

### **$\beta$ REPRESENTA EL COEFICIENTE DE RIESGO DEL PROYECTO.**

ESTE VALOR ES CALCULADO POR EMPRESAS CONSULTORAS. EL COEFICIENTE GENERALMENTE VARÍA ENTRE 0.5 Y 2.0. UNA VARIACIÓN DE 0.5 SIGNIFICA QUE LOS RESULTADOS DE LAS EMPRESAS CUYAS ACTIVIDADES SON IGUALES A LAS DEL PROYECTO, SON POCO VOLÁTILES (NO SE MODIFICAN POR CAMBIOS ECONÓMICOS), MIENTRAS QUE UN COEFICIENTE DE 2.0 INDICA QUE SON ALTAMENTE VOLÁTILES. LA MAYORÍA DE LAS EMPRESAS MINERAS EN LOS E.U. TIENE COEFICIENTES ENTRE 1.3 Y 1.7. ESTO SIGNIFICA QUE ESTAS INDUSTRIAS SON MUY SENSITIVAS A CAMBIOS DE LA ECONOMÍA.

El riesgo país se determina en base a los diferenciales que tienen que pagar los gobiernos o las empresas de los países analizados para financiarse en los mercados internacionales (esto también se puede medir por los descuentos a los que se venden los papeles de deuda de esos países en los mercados financieros).

Por ejemplo: para el caso de un proyecto en Perú, se puede analizar el diferencial que el gobierno peruano ha tenido que pagar en su deuda pública para poder colocar sus bonos en los mercados de Estados Unidos o Europa.

Este diferencial sería el que se agregaría al costo del proyecto ya que éste representa la valuación del mercado acerca del riesgo de invertir en un país específico.

### 3.4. Análisis de sensibilidad.

En la formulación de cualquier proyecto es frecuente encontrar que los resultados económicos previsible son dependientes de los valores asignados a ciertas variables, tales como las de los mercados de materias primas y productos, las eficiencias de los procesos y a otras variables de diversa índole, provocando que el estudio carezca de flexibilidad, dada la supeditación de esos resultados a los valores preestablecidos de dichas variables.

Sin embargo, en muchas ocasiones el analista requiere de mayor información respecto al efecto que tendría la modificación en los valores de esas variables independientes (precio, volumen de producción, etc.) en los resultados económico-financieros que se podrían esperar del proyecto, lo cual representa la necesidad de darle al estudio una mayor flexibilidad que permita a su vez la visualización del efecto conjugado de dos o mas variables independientes que influyan significativamente sobre una variable dependiente, y consecuentemente provea de mas información necesaria para una adecuada toma de decisiones.

El análisis de sensibilidad es una técnica que permite responder a interrogantes del tipo de qué pasa si...?, tales como: ¿qué pasa si el precio de los metales de venta tiene que ser menor al que se había fijado? ó ¿Qué pasa si no se puede colocar el volumen de ventas esperado?, etc. de tal manera que se pueda cumplir con esa necesidad de información de que se hablo antes.

El análisis de sensibilidad, como metodología en sí, representa una simulación del propio modelo económico-financiero del proyecto, tomando diferentes valores de las variables consideradas como clave dentro de la operación del mismo, y midiendo el efecto de estas variaciones en un Índice econométrico definido previamente (TIR, Utilidad Neta, VNP, etc.).

Es fácil comprender que dado el número de combinaciones posibles entre los valores de más de dos variables, el proceso de cálculo sería sumamente laborioso, puesto que se tendría que repetir todo el modelo tantas veces como combinaciones existieran, por lo que resulta prácticamente imprescindible el uso de una computadora, en la cual se establezcan las relaciones matemáticas que definen el modelo y con esto obtener una matriz que nos indique las condiciones de operación que cada combinación representa y el valor resultante del Índice econométrico establecido, para después de esto pasar a una representación gráfica que permita un análisis mas sencillo de la información.

El punto particular del análisis de sensibilidad económica sería por lo tanto, identificar las variables que más afectan los resultados económico-financieros de un proyecto, y posteriormente determinar las consecuencias que tendrían en esos resultados las condiciones establecidas.

Es importante tener en cuenta que mientras mayor sea el número de variables a considerar dentro del análisis su representación gráfica se hace más complicada, por lo que es necesario realizar una evaluación un tanto estricta respecto a que variables se van a "sensibilizar" a la vez definir el índice o parámetro representativo del resultado económico que se tendría como variable dependiente de ellas.

Para hacer una asignación de variables lo más exacta posible, se tendría que encontrar una función matemática que describiera el modelo financiero completo, aplicando a esta el principio de derivadas parciales se podría encontrar cuantitativamente que variables son las que se afectan más significativamente al modelo, sin embargo, al encontrar dicha función representa un serio problema, en cuanto a tiempo y herramientas matemáticas necesarias, por lo que normalmente se hace uso del criterio y grado de conocimiento que se tenga del proyecto en sí, definiendo de esta manera en orden de importancia cada una de las variables que representa un efecto significativo en la operación del proyecto.

La elección de la variable dependiente va a depender básicamente del tipo de información que se requiera como indicador de la operación del proyecto en cada combinación de condiciones.

En los proyectos mineros las variables independientes más comúnmente usadas son: precio de los metales, costos de operación, volumen de concentrados, inversión fija, etc., sin embargo dada la complejidad de algunos proyectos los efectos a cuantificar se darán durante el análisis. Así mismo, la variable dependiente que tradicionalmente se usa es la tasa interna de retorno, o en ocasiones la utilidad neta o la tasa sobre capital social, y esta especialmente cuando se plantean diversas alternativas de financiamiento.

Por razón lógica, el uso de la computadora personal y un paquete de computación que involucre una hoja de cálculo, son las herramientas más adecuadas para realizar este proceso; el uso de éstas es muy particular dado a la existencia de varios paquetes de hojas de cálculo, por lo que se concretará a ilustrar el contenido de las gráficas y su objetividad, la forma de producirlas no se discutirá en esta ocasión.

Una vez definidas las variables a tratar, éstas se manejarán individualmente, es decir no se incluirán dos efectos en una misma hoja de cálculo, dado que se perdería el efecto deseado.

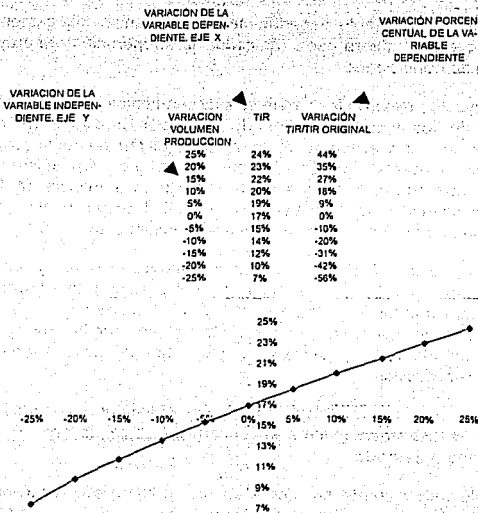
La variable seleccionada se afecta en una primera aproximación, y se ve el resultado, por ejemplo; se disminuyen los volúmenes de concentrado (este efecto se realiza sobre todos los años o vida del proyecto) y se ve el efecto en TIR o VNP, el juicio del evaluador le dirá si el modelo está funcionando coherentemente.

Si este es el caso, entonces se diseña una matriz que muestre en la primera columna los valores de la variación, esta columna equivale a decir ¿que pasa si la producción de concentrado de plomo aumenta un 20%, 15%, etc., hasta llegar a cero (este punto es la evaluación original), posteriormente se incluyen valores para mostrar una disminución, ejemplo, -10%, -20%, que equivalen a cuantificar una disminución del 10% o el 20%.

La segunda columna muestra los valores de la variable dependiente, los cuales corresponderán a cada una de los intervalos seleccionados (20%, 10%).

La información gráfica de esta matriz es de gran utilidad, ya que si colocamos en el eje de las "y", la información de la primera columna y en el de las "x" la de la segunda, estamos en disponibilidad de saber que tan sensible es la variable dependiente. A continuación se ilustran estos conceptos con un proyecto minero.

FIG. 3.7 MATRIZ DE SENSIBILIDAD PARA UNA VARIABLE



La inclinación de la recta generada o rapidez de crecimiento de la variable dependiente, indican la sensibilidad, los cálculos que son necesarios hacer sobre la hoja de cálculo, es posible realizarlos mediante una programación expofesa para cada paquete de hoja de cálculo, en el caso de usar Excel, el comando sugerido es el generador de "tablas".

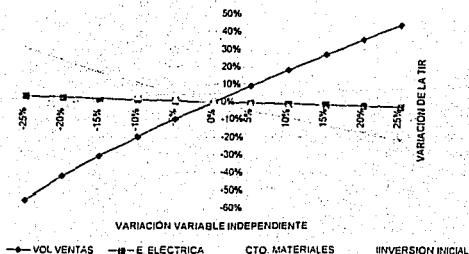
En muchas ocasiones, con objeto de aportar más elementos de decisión, se prefiere mostrar en esta gráfica (ver fig. 3.8) más de una variable independiente (inversión inicial, costo de manufactura, etc.).

FIG. 3.8 MATRIZ DE SENSIBILIDAD PARA DIFERENTES VARIABLES

VARIACION VOLUMEN DE VENTAS	TIR	VARIACION TIR/TIR ORIGINAL	VARIACION COSTO DE E. ELECTRICA	TIR	VARIACION TIR/TIR ORIGINAL
25%	24.44%	43.63%	25%	16.53%	-2.88%
20%	23.04%	35.37%	20%	16.53%	-2.30%
15%	21.60%	26.91%	15%	16.72%	-1.73%
10%	20.12%	18.22%	10%	16.82%	-1.15%
5%	18.60%	9.26%	5%	16.92%	-0.57%
0%	17.02%	0.00%	0%	17.02%	0.00%
-5%	15.37%	-9.87%	-5%	17.12%	0.57%
-10%	13.64%	-19.87%	-10%	17.21%	1.15%
-15%	11.80%	-30.65%	-15%	17.31%	1.72%
-20%	9.82%	-42.28%	-20%	17.41%	2.29%
-25%	7.45%	-56.18%	-25%	17.51%	2.86%

VARIACION COSTO DE MATERIALES	TIR	VARIACION TIR/TIR ORIGINAL	VARIACION INVERSION INICIAL	TIR	VARIACION TIR/TIR ORIGINAL
25%	15.74%	-7.49%	25%	13.36%	-21.52%
20%	16.00%	-5.97%	20%	14.01%	-17.71%
15%	16.26%	-4.46%	15%	14.69%	-13.68%
10%	16.51%	-2.96%	10%	15.42%	-9.40%
5%	16.77%	-1.48%	5%	16.19%	-4.85%
0%	17.02%	0.00%	0%	17.02%	0.00%
-5%	17.27%	1.47%	-5%	17.90%	5.15%
-10%	17.52%	2.94%	-10%	18.85%	10.70%
-15%	17.77%	4.40%	-15%	19.87%	16.76%
-20%	18.02%	5.86%	-20%	20.98%	23.26%
-25%	18.26%	7.31%	-25%	22.18%	30.31%

VARIACION VARIABLE INDEPENDIENTE	VARIACION PORCENTUAL DE LA TIR			
	VOL DE VENTAS	COSTO DE ELECTRIC	COSTO DE MATERIALES	INVERSION INICIAL
25%	44%	-3%	-7%	-22%
20%	35%	-2%	-6%	-18%
15%	27%	-2%	-4%	-14%
10%	18%	-1%	-3%	-9%
5%	9%	-1%	-1%	-5%
0%	0%	0%	0%	0%
-5%	-10%	1%	1%	5%
-10%	-20%	1%	3%	11%
-15%	-31%	2%	4%	17%
-20%	-42%	2%	6%	23%
-25%	-56%	3%	7%	30%



En muchas ocasiones, con objeto de aportar más elementos de decisión, se prefiere mostrar en esta gráfica (ver fig. 3.8) más de una variable independiente (inversión inicial, costo de manufactura, etc.).

FIG. 3.8 MATRIZ DE SENSIBILIDAD PARA DIFERENTES VARIABLES

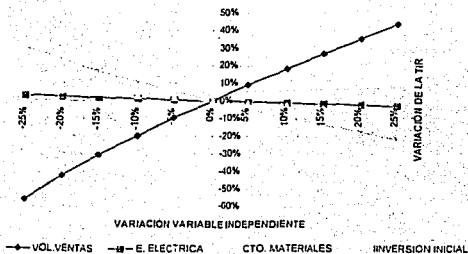
VARIACIÓN VOLUMEN DE VENTAS	TIR	VARIACIÓN TIR/TIR ORIGINAL	VARIACIÓN COSTO DE E. ELECTRICA	TIR	VARIACIÓN TIR/TIR ORIGINAL
25%	24.44%	43.63%	25%	16.53%	-2.88%
20%	23.04%	35.37%	20%	16.63%	-2.30%
15%	21.60%	26.91%	15%	16.72%	-1.73%
10%	20.12%	18.22%	10%	16.82%	-1.15%
5%	18.60%	9.28%	5%	16.92%	-0.57%
0%	17.02%	0.00%	0%	17.02%	0.00%
-5%	15.37%	-9.67%	-5%	17.12%	0.57%
-10%	13.64%	-19.87%	-10%	17.21%	1.15%
-15%	11.80%	-30.69%	-15%	17.31%	1.72%
-20%	9.82%	-42.28%	-20%	17.41%	2.29%
-25%	7.46%	-56.18%	-25%	17.51%	2.86%

VARIACIÓN COSTO DE MATERIALES	TIR	VARIACIÓN TIR/TIR ORIGINAL	VARIACIÓN INVERSION INICIAL	TIR	VARIACIÓN TIR/TIR ORIGINAL
25%	15.74%	-7.49%	25%	13.36%	-21.52%
20%	16.00%	-5.97%	20%	14.01%	-17.71%
15%	16.25%	-4.46%	15%	14.69%	-13.68%
10%	16.51%	-2.96%	10%	15.42%	-9.40%
5%	16.77%	-1.48%	5%	16.19%	-4.85%
0%	17.02%	0.00%	0%	17.02%	0.00%
-5%	17.27%	1.47%	-5%	17.00%	5.19%
-10%	17.52%	2.94%	-10%	18.85%	10.76%
-15%	17.77%	4.40%	-15%	19.87%	16.76%
-20%	18.02%	5.86%	-20%	20.90%	23.26%
-25%	18.26%	7.31%	-25%	22.18%	30.31%

VARIACIÓN VARIABLE INDEPENDIENTE	VOL. DE VENTAS	VARIACIÓN VOL. DE VENTAS	COSTO DE E. ELECTRIC	COSTO DE MATERIALES	INVERSION INICIAL
25%	44%	-3%	-7%	-22%	
20%	35%	-2%	-6%	-18%	
15%	27%	-2%	-4%	-14%	
10%	18%	-1%	-3%	-9%	
5%	9%	-1%	-1%	-5%	
0%	0%	0%	0%	0%	
-5%	-10%	1%	1%	5%	
-10%	-20%	1%	3%	11%	
-15%	-31%	2%	4%	17%	
-20%	-42%	2%	6%	23%	
-25%	-56%	3%	7%	30%	





Para tal objeto, se usa la tercera columna de la primera matriz mostrada, la cual indica la variación porcentual de la variable dependiente con respecto al dato original ( $TIR/TIR$  original), a una variación de la variable independiente en aquel caso el volumen de ventas.

También se recomienda manejar los análisis de sensibilidad en una hoja de cálculo separada, la cual contendrá la matriz y las gráficas, ligadas mediante vínculos propios del paquete.

De igual manera esta gráfica muestra que variables tienen más impacto en los parámetros de rentabilidad, con lo cual se puede profundizar en la variable indicada.

En algunas ocasiones se podrán encontrar errores al realizar las simulaciones del modelo cuando se usa como variable dependiente la TIR, esto se debe a que esta es el resultado de una ecuación la cual puede tener raíces negativas, por lo tanto habrá un intervalo que no podrá definir, de ahí que la mayoría de las veces se prefiera como parámetro de rentabilidad el VNP.

## IV DESARROLLO DEL MODELO DE EVALUACIÓN ECONÓMICA.

### 4.1. Reservas minables.

Debido a que los cuerpos de mineral no pueden verse, es necesario estimar las cantidades de mineral o reservas desde el punto de vista de la fiabilidad de su existencia.

Las reservas *comprobadas*, *positivas* o *medidas* son aquellas que han sido bien delimitadas en tres dimensiones mediante extensos programas de barrenación. Las reservas *indicadas* o *probables* son aquellas que resultan denotadas por una cantidad limitada de barrenación exploratoria, y las reservas *inferidas* o *posibles* representan en esencia trabajo de suposición con cierto grado de precisión, basada en los resultados de uno o dos barrenos de exploración o de otras técnicas exploratorias. En México la suma de estas reservas se conoce como reservas *potenciales*, sin embargo en algunas publicaciones se puede encontrar que las reservas *potenciales* son las que se estima en base a información estadística o geológica, o como los cuerpos de minerales explorados completamente, pero que no pueden ser explotados económicamente en el presente.

Actualmente en México, se tienen las siguientes reservas:

TABLA 4.1 RESERVAS NACIONALES DE PLOMO, ZINC Y COBRE EN Tons.

RECURSO MINERAL	POSITIVA	PROBABLES Y POSIBLES	POTENCIALES
COBRE	10,940,100	11,455,000	22,131,100
PLOMO	1,615,500	3,450,000	5,065,500
ZINC	2,495,850	5,613,620	8,109,470

La vida operativa de las reservas metálicas de cobre, a un ritmo de producción de 170,000 ton/año será de 64 años para las reservas positivas y de 130 años para las reservas potenciales.

En lo respecta al plomo siendo la producción de 200,000 ton/año, la vida de cada una de las reservas, es 8 y 25 años respectivamente. De igual manera si consideramos que la producción de zinc es de 225,000 ton/año, se determina que las vidas respectivas son de 11 y 36 años.

TABLA 4.2 RESERVAS NACIONALES DE ORO Y PLATA EN kgs.

RECURSO MINERAL	POSITIVA	PROBABLES Y POSIBLES	POTENCIALES
ORO	185,170	970,350	1,155,520
PLATA	22,282,075	57,541,000	79,823,075

Esto significa que al ritmo de producción aurífera de 11,000 kgs. de oro alcanzado en 1993, la vida operativa de los 185,170 kgs. de reservas positivas de oro sería de 16.8 años y de 105 años para el total de las reservas potenciales de contenido metálico de oro.

En forma similar el ritmo de producción de plata de 1.71 millones de kgs. (55 millones de onzas) obtenido en 1993, la vida operativa de los 22.28 millones de kgs. de reservas positivas de plata sería de 13 años. Sin embargo, para el potencial total, la vida operativa de dichas reservas serían del orden de 47 años.

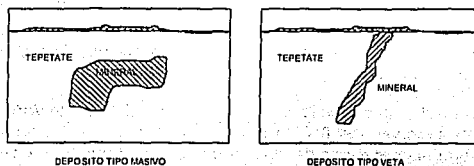
Para un proyecto los análisis conjuntos de geología y minas determinan que una cierta porción de un cuerpo es susceptible de explotarse económicamente entonces se tendrán las reservas minables.

Las reservas minables expresadas en toneladas son obtenidas directamente de los estudios geológicos del yacimiento. El tamaño del depósito es importante debido a que está ligado a la producción diaria de la mina y a la vida del proyecto.

En determinadas ocasiones estos estudios son menospreciados debido a que se sigue el "instinto" del minero, sin embargo aún cuando representan una gran cantidad de dinero, al final reditúan más de lo gastado. Los estudios se cotizan en base a los "barrenos" que se realicen; la interpretación de estos generalmente la llevan a cabo los geólogos del dueño del proyecto y sus conclusiones tendrán un gran impacto en el proyecto.

Como se menciona en el capítulo dos, en las fases más avanzadas del programa de exploración es posible definir estas reservas por medio de perforaciones a diamante y técnicas sofisticadas que involucran tres dimensiones. La representación más simple de la ocurrencia de los depósitos minerales es la siguiente.

FIG. 4.1 REPRESENTACIÓN GRÁFICA DE LOS DEPÓSITOS MINERALES



En el tipo masivo el mineral se encuentra en forma confinada en un solo cuerpo, se menciona el término cuerpo, dado que en la realidad tiene tres dimensiones. En el depósito tipo veta el mineral se haya solo en una franja la cual puede cambiar intermpeativamente de dirección. En ambos casos el mineral se encuentra rodeado de un material estéril denominado "tepetate".

La calidad o concentración del mineral en cada uno de los depósitos puede variar a diferente profundidad, por lo que al realizar las barrenaciones de los cuerpos se requiere de usar métodos estadísticos para determinar el potencial del yacimiento.

La calidad y cantidad de mineral que encuentren los geólogos "in situ", es diferente a la que se tiene cuando se lleva a la planta de beneficio, esta diferencia es debida a dos fuentes, el porcentaje de extracción y a la dilusión. La primera se refiere a la parte del cuerpo a explotar que se puede extraer en forma económica de acuerdo al método de explotación seleccionado.

La dilusión se refiere a la combinación de material estéril y mineral que en forma natural se extrae debido al sistema de minado empleado.

El dato sobre las reservas de mineral, usado para la evaluación, por lo tanto debiera de considerar estas dos variables.

#### 4.2. Gastos de exploración.

Estos gastos se realizan antes y durante la operación de la mina, como se menciona en el capítulo 2 existen diferentes etapas durante las cuales se llevan a cabo estos.

Con respecto al monto es difícil de cuantificar debido a su grado de complejidad y a que los programas de exploración pueden llevar años. En la literatura se mencionan datos en base a los pies de perforación, un costo unitario promedio es de 65 usd/pie, sin embargo al llevarlo a la práctica se debe tener más datos para llegar a un costo más real. Lo que es importante es que iniciando la operación de la unidad productiva, debido al régimen fiscal vigente, se consideran gastos preoperativos, lo que permite que se amorticen al 100% durante el primer año o al 10% por año.

Esto representa una ventaja al disminuir el monto de impuestos lo cual mejora la rentabilidad de los proyectos. Las erogaciones por concepto de exploración durante la operación de la mina no tienen el mismo tratamiento y se registran como gastos de operación.

#### 4.3. Gastos para el desarrollo de mina y del lugar.

Cuando se inician los programas preliminares de exploración, es necesario construir cierta infraestructura minera, mediante la cual se extraen las primeras toneladas de mineral. De igual forma se debe concretar los derechos de explotación sobre una determinada extensión de terreno denominado "fundo".

Aunque de menores dimensiones, respecto a la obra para explotación, la infraestructura para el desarrollo de la mina debe de considerar los siguientes conceptos:

- ◆ oficina de pueblo
- ◆ oficinas administrativas
- ◆ sistema de ventilación
- ◆ construcción de rampas

En cuanto al desarrollo del sitio se deben de construir las primeras brechas o caminos de acceso entre la mina y la población más cercana. En algunas ocasiones no existiendo un poblado cerca se construye un campamento provisional usando casas móviles para la permanencia del personal. Se incluyen las obras necesarias para suministro de agua potable y energía eléctrica (o instalación del generador portátil).

La cuantificación de estos gastos dependerá del período en el cual se haya estado explorando y se haya construido infraestructura, pudiendo ser años, lo recomendable es llevar un record de todos estos gastos para que en el momento de que el proyecto se lleve a cabo, estos gastos se consideren para fines de amortización, es decir contablemente se les da el tratamiento igual que los gastos de exploración.

#### 4.4. Balance metalúrgico

Una característica vital de las separaciones en el procesamiento de minerales es que nunca son perfectas; una parte del producto valioso va siempre en la corriente de desecho y una parte del desecho (ganga, jale, etc.) va siempre en la corriente del producto de valor. Para describir adecuadamente el alcance de la separación, se consideran comúnmente dos parámetros: la *recuperación* y la *ley*.

La *recuperación* mide la eficacia con la que el separador ha extraído los valores contenidos en la corriente de alimentación:

$$RECUPERACION(\%) = \frac{PESO\_METAL\_EN\_LA\_CORRIENTE\_DE\_PRODUCTO}{PESO\_METAL\_EN\_LA\_CORRIENTE\_DE\_ALIMENTACION} * 100$$

La *ley* es una medida de la calidad de cualquier corriente de mineral o pulpa; lo ideal es que la corriente del producto valioso sea de alta calidad, y las colas de baja calidad. Así, la ley o el grado de cualquier corriente se define por:

$$LEY(\%) = \frac{PESO\_METAL\_EN\_LA\_CORRIENTE}{PESO\_METAL\_+\_PESO\_DEL\_DESECHO\_EN\_LA\_CORRIENTE} * 100$$

Debe tenerse siempre cuidado al interpretar la ley cuando se trata de un mineral metálico. Las leyes (o ensayos) se expresan normalmente como un porcentaje del metal, siendo que el metal realmente está presente en forma de un mineral, dando como resultado que la ley, en principio, no puede elevarse arriba de la dada por la composición estequiométrica del mineral.

El balance metalúrgico incluido en las evaluaciones económicas tiene por objeto determinar la cantidad de metal contenido en los concentrados con objeto de usar este dato para determinar los ingresos mediante las fórmulas de liquidación que se pacten con las fundiciones respectivas.

Para llevar a cabo lo anterior los datos requeridos se deben de obtener de los balances de materia generados durante la ingeniería básica, estos son los siguientes:

- volumen y leyes del mineral a procesar.
- por cada concentrado las recuperaciones y la ley requerida del metal; es decir, si es concentrado de plomo se especifican las recuperaciones de plomo, zinc, cobre, etc., y la ley de plomo en el concentrado.

Una vez obtenidos estos datos se procede a determinar el contenido de cada metal en el mineral, posteriormente se utilizan las recuperaciones que se tengan en cada uno de los concentrados y se determina el volumen de estos usando como dato la ley de metal que se requiera.

Enseguida se muestra el algoritmo para la determinación del volumen de concentrado de plomo de un cierto mineral, en el que se calculan también los

contenidos de los diferentes metales que posteriormente se usaran en las fórmulas de liquidación (Ingresos por venta de concentrados).

FIG. 4.2 BALANCE METALÚRGICO. METODOLOGÍA

VOL. DE MINERAL A PROCESAR (Ton/año)	750,000	A (DATO)	SE MULTIPLICA EL VOLUMEN DE MINERAL POR LAS LEYES DE CADA METAL OBTENIENDOSE EL CONTENIDO; SE REALIZARA LA HOMOGENIZACIÓN DE LAS UNIDADES CUANDO SEA NECESARIO COMO ES EL CASO DEL CONTENIDO DE PLATA
LEY DE PLATA (grs/Ton)	70.00	B (DATO)	
LEY DE PLOMO (%)	0.65%		
LEY DE ZINC (%)	7.58%		
LEY DE COBRE (%)	0.52%		
<b>CONTENIDOS:</b>			
DE PLATA (Kgs)	52,500	C = A * B	DE LOS CONTENIDOS ORIGINALES DEL MINERAL SE DETERMINAN LOS CONTENIDOS EN EL CONCENTRADO DE INTERES MULTIPLICANDO POR LAS RECUPERACIONES
DE PLOMO (Ton)	4,875		
DE ZINC (Ton)	56,850		
DE COBRE (Ton)	3,900		
<b>CONCENTRADO DE PLOMO:</b>			
<b>RECUPERACIONES:</b>			
% DE PLATA	60.00%	D (DATO)	DE LOS CONTENIDOS ORIGINALES DEL MINERAL SE DETERMINAN LOS CONTENIDOS EN EL CONCENTRADO DE INTERES MULTIPLICANDO POR LAS RECUPERACIONES
% DE PLOMO	63.27%		
% DE ZINC	1.31%		
% DE COBRE	11.25%		
<b>CONTENIDOS:</b>			
DE PLATA (Kgs)	31,500	E = D * C	LAS LEYES SE OBTIENEN DIVIDIENDO LOS CONTENIDOS ENTRE EL VOLUMEN TOTAL DEL CONCENTRADO EN CUESTIÓN
DE PLOMO (Ton)	3,084		
DE ZINC (Ton)	745		
DE COBRE (Ton)	439		
LEY REQUERIDA DEL PLOMO (%)	42.03%	F (DATO)	
<b>LEYES DEL CONCENTRADO DE PLOMO:</b>			
LEY DE PLATA (grs/Ton)	4,292		
LEY DE PLOMO (%)	42.03%		
LEY DE ZINC (%)	10.15%		
LEY DE COBRE (%)	5.98%		
		<b>TON. DE PLOMO (RESULTADO DE "E")</b>	
VOL. DE CONCENTRADO DE PLOMO (Ton)	7,339	<b>LEY DE PLOMO "F"</b>	

Estas determinación se realizan para cada uno de los concentrados o precipitados que se elaboren.



#### 4.5. Capacidad de la mina y planta de concentración.

La capacidad de extracción de la mina depende entre otras cosas del sistema de minado; pueden distinguirse tres tipos de minado: a tajo abierto, subterráneo e hidráulico. Los dos primeros son formas de minado de "roca dura". El minado a tajo abierto, que es el método más económico y práctico de manejar cantidades enormes de material, se vuelve más y más común a medida que disminuyen las leyes del mineral. Este método requiere que el cuerpo de mineral se encuentre relativamente próximo a la superficie. El minado subterráneo es el método más costoso, pero no hay mucha elección cuando el mineral se localiza a una distancia considerable abajo de la superficie.

El minado hidráulico utiliza dragas o medios hidráulicos para extraer mineral de los depósitos de placer (depósitos minerales no consolidados tales como lechos de río o dunas de arena) y en comparación con el minado de roca dura, es sumamente barato.

A diferencia del procesamiento subsecuente, el método de minado tiene relativamente poca dependencia de la naturaleza mineralógica de los minerales valiosos que hay en la mena, aunque la naturaleza de los minerales de la ganga (material estéril) puede afectar al método de minado de roca dura que se aplique. Básicamente, el minado puede considerarse como un problema de ingeniería relacionado con el manejo de materiales, que depende del cuerpo de mineral más que de minerales. De ahí que la definición de la capacidad de extracción de la mina sea tratada por un estudio de ingeniería de minas muy detallado.

En la práctica es difícil decidir cuál es la capacidad de operación de la planta de concentración. Ocasionalmente cuando la producción se vende en el mercado libre, puede no estarse en condiciones de seleccionar el punto de operación, por estar éste limitado por las condiciones del mercado, de igual forma con mucha frecuencia, la capacidad de la planta de concentración puede estar determinada por la demanda de la fundición.

La práctica económica convencional consiste en operar al nivel que da la utilidad máxima; pero aunque esto sea realista en el caso de una planta de manufactura, la situación no está simple en una planta de concentración. Una de las razones de esto es que la calidad del concentrado (su ley) afecta su precio de venta, de manera que la línea de ingreso de la gráfica de punto de equilibrio no es recta, sino que más bien disminuye su pendiente a medida que aumenta el régimen de producción. Por este motivo solo mencionaremos que una vez definida la capacidad de la mina es práctica normal que la planta de concentración este diseñada para operar 10% por encima de esta última.

#### 4.6. Liquidación de concentrados

Un concepto primordial en el cálculo de los ingresos esperados en los proyectos mineros lo representa el pago que se recibirá por venta o liquidación de concentrados; este pago tiene algunas variables que se tendrán que explicar y que generalmente se pactan entre la planta de beneficio y la fundición, mediante contratos de corto plazo.

Mientras que durante los 60 s., los contratos de largo plazo eran muy comunes, del orden de 10 a 20 años, los contratos en estos días son de corto plazo del orden de 2 a 3 años. Obviamente la incertidumbre es la razón principal de su acortamiento. Aún más una práctica normal es que, aún en los contratos de 3 años, se renegocie anualmente un tercio del tonelaje involucrado.

Debido a que los productos minerales carecen en forma inherente de uniformidad, su valuación es un asunto complejo, al incluir créditos remunerados por característica deseables y penalizaciones por indeseables.

Para obtener el ingreso, en los contratos se incluyen, deducciones basadas en todos los costos que intervienen en los procesos de fundición (incluyendo las pérdidas por fusión), y se aplican penalizaciones por componentes del mineral o del concentrado que obren en detrimento del proceso de la fundición.

Las principales cláusulas de orden legal y técnico involucradas en un contrato de este tipo son las siguientes:

- ✓ Pesos, muestreo y determinación de humedad. Describiendo los procedimientos usados, incluyendo las resoluciones en cuanto a disputas que pudieran presentarse.
- ✓ Ensayes. Descripción de procedimientos usados; especificando las máximas diferencias permisibles entre los ensayos del comprador y el vendedor antes de recurrir a una tercera para resolver las disputas.
- ✓ Carga y descarga de concentrados. Se especifica cuales de las partes absorben los costos de estos conceptos. Penalidades por cargar en vehículos o recipientes no pactados pueden ser elevadas.
- ✓ Aseguramiento de las cargas. Se definen las responsabilidades de cada parte así como el procedimiento a seguir si la carga se daña o se pierde.
- ✓ Causas de fuerza mayor. Se detallan los eventos y procedimientos que se consideran fuera del control de las partes.
- ✓ Arbitrajes. Se describen los procedimientos a realizarse si existiera la necesidad de llevar a cabo un arbitraje, así como la institución que lo realizara.

- ✓ Aspectos Ambientales: El vendedor (la planta de concentración) puede adquirir la responsabilidad de manejar el ácido sulfúrico producido por el tratamiento de los concentrados y asumir parcialmente las multas por restricciones ambientales que se presenten en el futuro.

En las siguientes hojas se muestran los contratos típicos y ejemplos de aplicación de estos.

FIG.4.3 CONTRATO TÍPICO PARA LIQUIDACIÓN DE CONCENTRADOS DE COBRE

**nomenclatura:**

oz/dmt = onzas por tonelada métrica seca  
% por ciento peso

**LEYES DEL CONCENTRADO:**

LEY DE COBRE (%)	26.00%
LEY DE FIERRO (%)	30.00%
LEY DE AZUFRE (%)	33.00%
LEY DE PLATA (oz/dmt)	2.4
LEY DE ORO (oz/dmt)	0.15

**VOLUMEN A SUMINISTRAR:**

APROXIMADAMENTE  
POR TRIMESTRE 23,000 dmt

**CONDICIONES DE ENTREGA:**

LAB BARCO EN PUERTO DE EMBARQUE

**PRECIOS:**

		<b>COBRE:</b>	
SI EL ENSAYE ES MENOR A :	26.00%	SI EL ENSAYE ES MAYOR A :	26.00%
SE DEDUCE		SE DEDUCE	
DEL ENSAYE ORIGINAL	1.00%	DEL ENSAYE ORIGINAL	1.10%
EN AMBOS CASOS AL:	98.00%	DEL PRECIO REPORTADO POR LME	

**PLATA**  
SE DEDUCIRAN 0.8 oz. DEL ENSAYE ORIGINAL Y SE PAGARA 95.00% DEL PRECIO  
REPORTADO POR EL LME DISMINUIDO EN 25 ¢ USD/oz.

**ORO**  
SE DEDUCIRAN 0.03 oz. DEL ENSAYE ORIGINAL Y SE PAGARA 95.00% DEL PRECIO  
REPORTADO POR EL LME DISMINUIDO EN 5 USD/oz.

**CARGOS POR TRATAMIENTO:**

85 USD/dmt, SUJETO A UNA ESCALACIÓN DEL 7% ANUAL

**CARGOS POR REFINACIÓN:**

8 ¢ USD/oz DE COBRE PAGABLE, SUJETO A UNA ESCALACIÓN  
DEL 7% ANUAL

**PENALIDADES O CASTIGOS**

ARSENICO:	1	USD/dmt POR CADA	0.10%	ADICIONAL SOBRE	0.50%
BISMUTO	1.5	USD/dmt POR CADA	0.10%	ADICIONAL SOBRE	0.10%
ANTIMONIO	1	USD/dmt POR CADA	0.10%	ADICIONAL SOBRE	0.50%
HUMEDAD	0.5	USD/dmt POR CADA	1.00%	ADICIONAL SOBRE	8.00%

**ESTA TESIS NO DEBE  
SALIR DE LA BIBLIOTECA**

### FIG. 4.4 LIQUIDACIÓN DE CONCENTRADOS DE COBRE. METODOLOGÍA

#### EJEMPLO SOBRE ESTE CONTRATO

SE REQUIERE CONOCER EL INGRESO NETO QUE SE TENDRÁ POR LA VENTA DE UN CONCENTRADO DE COBRE QUE TIENE LAS SIGUIENTES CARACTERÍSTICAS:

#### LEYES DEL CONCENTRADO:

LEY DE COBRE (%)	27.80%
LEY DE ARSENICO (%)	0.35%
LEY DE BISMUTO (%)	0.20%
LEY DE ANTIMONIO (%)	0.15%
LEY DE PLATA (oz/ton)	3.1
LEY DE ORO (oz/ton)	0.08
HUMEDAD (%)	7.50%

#### FLETES REQUERIDOS:

FERROCARRIL MINA - P. EMBARQUE	37.2 USD/ton
CARGA A BARCO:	15.1 USD/ton
MERMAS EN EL TRÁYECTO:	1.00%

#### PRECIO DE LOS METALES:

COBRE	0.815 USD/lb
PLATA	10.3 USD/oz
ORO	442.5 USD/oz

#### DETERMINACIONES POR TONELADA DE CONCENTRADO:

#### CALCULO DE SOLIDOS SECOS:

SOLIDOS SECOS:	0.925 ton.sol./ton.conc.
SOLIDOS SECOS INCLUYENDO MERMAS:	0.916 ton.sol./ton.conc.
AGUA:	0.084 ton.agua./ton.conc.

#### CALCULO DE LOS PAGOS POR METALES:

COBRE: $0.916 \cdot (0.2780 - 0.011) \cdot 0.98 \cdot 0.815 \cdot 2205$	430.61 USD
PLATA: $0.916 \cdot (3.1 - 0.80) \cdot 0.95 \cdot (10.30 - 0.25)$	20.11 USD
ORO: $0.916 \cdot (0.08 - 0.03) \cdot 0.95 \cdot (442.50 - 5.00)$	19.03 USD
	<u>469.75</u>

#### CALCULO DE LOS CARGOS POR TRATAMIENTO Y REFINACIÓN:

POR TRATAMIENTO: $0.916 \cdot 85$	77.84 USD
POR REFINACIÓN: $0.916 \cdot (0.278 - 0.011) \cdot 0.98 \cdot 0.08$	42.27 USD
* 2205	<u>120.11</u>

#### CALCULO DE LOS CASTIGOS O PENALIZACIONES:

BISMUTO: $0.916 \cdot 1.5 \cdot (0.2 - 0.1) \cdot 0.1$	1.37 USD
--	----------

#### CALCULO DE LOS COSTOS POR TRANSPORTE:

COSTO S/SOL.HUMEDOS:	37.20 + 15.10
	<u>52.30 USD</u>

#### INGRESO TOTAL POR VENTA DE CONCENTRADO:

$461.11 - 117.90 - 1.35 - 52.3$	295.97 USD
---------------------------------	------------

FIG. 4.5. CONTRATO TÍPICO PARA LIQUIDACIÓN DE CONCENTRADOS DE PLOMO.

**nomencultura:** **oz/dmt = onzas por tonelada métrica seca**

**% porcentaje peso**

**LEYES DEL CONCENTRADO:**

LEY DE COBRE (%)	4.19%
LEY DE PLOMO (%)	42.03%
LEY DE ZINC (%)	7.99%
LEY DE PLATA (oz/dmt)	4,226.98

**VOLUMEN A SUMINISTRAR:**

APROXIMADAMENTE POR TRIMESTRE	35,000 dmt
----------------------------------	------------

**CONDICIONES DE ENTREGA:**

LAB BARCO EN PUERTO DE EMBARQUE

**ABONOS:**

**COBRE:**

SE TOMARA COMO LEY DE COBRE EL MENOR VALOR ENTRE:  
LA DISMINUCIÓN DE LA LEY EN 1% O LA LEY MULTIPLICADA POR 80%  
AL RESULTADO SE MULTIPLICARA POR EL PRECIO PUBLICADO POR COMEX AL 100%

**PLOMO:**

SE TOMARA COMO LEY DE PLOMO EL MENOR VALOR ENTRE:  
LA DISMINUCIÓN DE LA LEY EN 3% O LA LEY MULTIPLICADA POR 95%  
AL RESULTADO SE MULTIPLICARA POR EL PRECIO PUBLICADO POR LME AL 100%

**PLATA:**

SE TOMARA COMO LEY DE PLATA EL MENOR VALOR ENTRE:  
LA DISMINUCIÓN DE LA LEY EN 50 grs/Ton. O LA LEY MULTIPLICADA POR 95%  
AL RESULTADO SE MULTIPLICARA POR EL PRECIO PUBLICADO POR COMEX AL 100%

**CARGOS POR TRATAMIENTO:**

200 USD/dmt.

**CARGOS POR REFINACIÓN:**

81.84 ¢ USD/lb. DE COBRE PAGABLE  
0.3 USD/Oz. DE PLATA PAGABLE

**PENALIDADES O CASTIGOS**

ARSENICO: 1	USD/dmt POR CADA	0.10%	ADICIONAL SOBRE 0.50%
BISMUTO 1.5	USD/dmt POR CADA	0.10%	ADICIONAL SOBRE 0.10%
ANTIMONIO 1	USD/dmt POR CADA	0.10%	ADICIONAL SOBRE 0.50%
HUMEDAD 0.5	USD/dmt POR CADA	1.00%	ADICIONAL SOBRE 8.00%

## 4.6 LIQUIDACIÓN DE CONCENTRADOS DE PLOMO. METODOLOGÍA.

## EJEMPLO SOBRE ESTE CONTRATO:

## LEYES DEL CONCENTRADO:

LEY DE COBRE (%)	5.20%
LEY DE PLOMO (%)	43.50%
LEY DE ZINC (%)	7.99%
LEY DE PLATA (grs/dmt)	4,400.50
LEY DE ANTIMONIO (%)	1.50%

## FLETES REQUERIDOS:

PLANTA DE BENEFICIO - FUNDICIÓN	30.00 USD/dmt.
---------------------------------	----------------

## PRECIO DE LOS METALES:

PLATA	5.00 USD/Oz
COBRE	100.00 ¢ USD/lb.
PLOMO	25.00 ¢ USD/lb.

## DETERMINACIÓN POR TONELADA DE CONCENTRADO:

## CALCULO DE LOS ABONOS:

COBRE: LEY MENOR ENTRE 5.0% - 1.0% = 4.0% Ó 5.0% \* 0.90 = 4.5%

$0.040 * 0.90 * 100/100 * 2205 = 79.38$  USD

PLOMO: LEY MENOR ENTRE 43.5% - 3.0% = 40.5% Ó 43.5% \* 0.95 = 41.33%

$0.405 * 1.00 * 25/100 * 2205 = 223.26$  USD

PLATA: LEY MENOR ENTRE 4,400.5 grs/Ton - 50 grs/Ton = 4,350.5 Ó 4,400.5 grs/Ton \* 0.95 = 4,180.5 grs/Ton

$4,180.5 * 32.15074 / 1000 * 5.0 = 672.03$  USD

974.67 USD

## CALCULO DE LOS CARGOS POR TRATAMIENTO:

200 USD

## CALCULO DE LOS CARGOS POR REFINACIÓN:

COBRE:  $81.84/100 * 0.040 * 0.90 * 2205 = 64.96$  USD

PLATA:  $4108.5 * 32.15074 / 1000 * 0.3 = 39.63$  USD

104.59 USD

## CALCULO DE LOS CASTIGOS O PENALIZACIONES:

ANTIMONIO:  $(1.5% - 0.5%) / 0.10% * 1.0$

USD/dmt

10.00 USD

## INGRESO TOTAL POR VENTA DE CONCENTRADOS:

$974.67 - (200 + 104.59 + 10) =$

660.08 USD

## 4.7 CONTRATO TÍPICO PARA LIQUIDACION DE CONCENTRADOS DE ZINC.

**nomenclatura:**

oz/dmt = onzas por tonelada metrica seca  
% porcentaje peso

**LEYES DEL CONCENTRADO:**

LEY DE COBRE (%)	4.19%
LEY DE PLOMO (%)	42.03%
LEY DE ZINC (%)	7.99%
LEY DE PLATA (grs/dmt)	4,226.98

**VOLUMEN A SUMINISTRAR:**

APROXIMADAMENTE  
POR TRIMESTRE 35,000 dmt

**CONDICIONES DE ENTREGA:**

LAB BARCO EN PUERTO DE EMBARQUE

**ABONOS:****COBRE:**

SE TOMARA COMO LEY DE CADMIO:

EL 60% DEL RESULTADO DE DISMINUIR LA LEY EN 2%

AL RESULTADO SE MULTIPLICARA POR EL PRECIO PUBLICADO POR LME DISMINUIDO EN 75 ¢USD/

**ZINC:**

SE TOMARA COMO LEY DE ZINC EL MENOR VALOR ENTRE:

LA DISMINUCIÓN DE LA LEY EN 8% O LA LEY MULTIPLICADA POR 85%

AL RESULTADO SE MULTIPLICARA POR EL PRECIO PUBLICADO POR LME AL 100%

**PLATA:**

SE TOMARA COMO LEY DE PLATA:

EL 70% DEL RESULTADO DE DISMINUIR LA LEY EN 93.30 grs/Ton.

AL RESULTADO SE MULTIPLICARA POR EL PRECIO PUBLICADO POR H-H DISMINUIDO EN 0.3 USD/O

**CARGOS POR TRATAMIENTO:**

SI EL PRECIO DEL ZINC ES MENOR A 1,100 USD/TON ENTONCES

EL CARGO SERA: 200 USD/TON MÁS DIFERENCIA ENTRE 1,100 USD/TON MENOS EL PRECIO

MULTIPLICADO POR 0.08 USD/TON

SI EL PRECIO DEL ZINC ESTA ENTRE 1,100 USD/TON Y 1,250 USD/TON. ENTONCES:

EL CARGO SERA: 200 USD/TON MÁS DIFERENCIA ENTRE EL PRECIO MENOS 1,100 USD/TON.

MULTIPLICADO POR 0.13 USD/TON

SI EL PRECIO DEL ZINC ES MAYOR A 1,250 USD/TON. ENTONCES:

EL CARGO SERA: 220 USD/TON MÁS DIFERENCIA ENTRE EL PRECIO MENOS 1,250 USD/TON

MULTIPLICADO POR 0.13 USD/TON

**CARGOS POR REFINACIÓN:**

73.45 ¢ USD/lb. DE CADMIO PAGABLE

**PENALIDADES O CASTIGOS**

FERRO 1.72 USD/dmt POR CADA 1.00% ADICIONAL SOBRE 8.00%

## 4.8. LIQUIDACIÓN DE CONCENTRADOS DE ZINC. METODOLOGÍA

## EJEMPLO SOBRE ESTE CONTRATO:

## LEYES DEL CONCENTRADO:

LEY DE PLATA (G/TON.)	110.65
LEY DE FIERRO (%)	11.20%
LEY CADMIO (%)	18.00%
LEY DE ZINC (%)	51.57%

## FLETES REQUERIDOS:

PLANTA DE BENEFICIO - FUNDICIÓN	30.00 USD/dmt
---------------------------------	---------------

## PRECIO DE LOS METALES:

PLATA	5.43 USD/Oz
ZINC	46.575 ¢ USD/lb.
CADMIO	46.575 ¢ USD/lb.

## DETERMINACIÓN POR TONELADA DE CONCENTRADO:

## CALCULO DE LOS ABONOS:

CADMIO: $(18\% - 2\%) * 60\% =$	10%	
$(46.575 - 30.75) * 22.0462 * 10\%$		34.89 USD
ZINC: LEY MENOR ENTRE 51.57% - 8.0% = 43.57% Ó 51.57% * 0.85 = 43.83%		
$0.4357 * 46.575 * 22.0462 =$		447.38 USD
PLATA: LEY 110.65 - 93.30 = 17.35		
$17.35 * 32.15074 / 1000 * 5.43 =$		3.03 USD

---

485.29 USD

## CALCULO DE LOS CARGOS POR TRATAMIENTO:

PRECIO ZINC EN USD/TON	1,026.80	
POR LO TANTO: $200 * (1100 - 1026.80) * (-0.08) =$		194.14 USD

## CALCULO DE LOS CARGOS POR REFINACIÓN:

CADMIO: $73.45/100 * 22.0462 * (18\% - 2\%) * 60\% * 1.0 \text{ TON} =$	1.55 USD
---	----------

## CALCULO DE LOS CASTIGOS O PENALIZACIONES:

FIERRO: $(11.20 - 8.0) / 1.0 * 1.0 * 1.72 =$	5.50 USD
--	----------

## COSTO DE FLETES:

30.00 USD

## INGRESO TOTAL POR VENTA DE CONCENTRADOS:

$485.29 - (194.14 + 1.55 + 5.50 + 30) =$	254.09 USD
--	------------



#### 4.7. Costos de operación.

Los costos de operación son a menudo más difíciles de estimar que los costos de inversión, esto se debe a cada proyecto plantea situaciones muy diversas, como son equipo usado, intensidad de mano de obra, métodos de minado, localización, filosofía de mantenimiento, etc.

Los costos de operación son aquellos costos que se llevan a cabo durante la operación normal del proyecto. En general estos costos se clasifican como, directos y indirectos.

Los costos directos o variables son definidos como aquellos que van enlazados a la producción. Estos consisten principalmente en cargos de mano de obra y materiales de consumo, a continuación se presenta un desglose de éstos:

- ◆ mano de obra: operación directa, supervisión de operación, mantenimiento directo, supervisión del mantenimiento.
- ◆ materiales: mantenimiento, reparaciones, consumibles, materias primas, energéticos (combustibles, aceites, agua y electricidad, etc.).

Los costos indirectos o fijos son aquellas erogaciones independientes de la salida de productos, aún cuando si varían con la producción. En otras palabras no pueden ser correlacionados en función de las unidades de salida. Algunos de los componentes de estos costos son los siguientes:

- ◆ mano de obra: administración, seguridad, técnicos
- ◆ seguros
- ◆ viajes de trabajo, juntas, etc.
- ◆ consumo de artículos de oficina

Algunas veces se manejan los llamados costos generales los cuales aún cuando se repercuten en el costo de manufactura son normalmente manejados como lo que se conoce como gastos de operación. Estas erogaciones contablemente se colocan en el estado de resultados a niveles de utilidad operación a diferencia de los costos de operación los cuales se repercuten a nivel de utilidad bruta.

Los gastos de operación comprenden todas las erogaciones que se hagan para llevar a cabo las siguientes actividades:

- ◆ gastos de ventas: sueldo y gastos del área de ventas.

- ◆ gastos de administración: gastos corporativos, investigación y desarrollo, aspectos legales, y relaciones públicas.

Es conveniente anotar que en algunos estados financieros se pueden presentar los costos de operación nombrados como costo de ventas, esta designación significa lo mismo que decir *cuanto costo lo que se vende*.

#### 4.7.1. Mina.

Los costos de operación de la mina dependen primordialmente de los siguientes aspectos:

- ✓ tipo de mina
- ✓ tipo de sistema de minado
- ✓ tecnología usada

Como se menciona el tipo de mina a cielo abierto presenta menos costos debido a que la infraestructura para su explotación se concreta a la realización de accesos para la extracción de mineral, así como el costo de explosivos que en comparación con una mina subterránea presentan más eficiencia.

En este tipo de minas el concepto de más impacto lo representa el "acarreo" del mineral, el cual incide más conforme se va avanzando en la explotación, ya que la estación de trituración primaria se aleja a esto se añade el costo de operación del equipo móvil usado.

En una mina subterránea es necesario contemplar los consumos de energía para ventilar e iluminar la área explotación; al igual que en las minas de superficie se requiere de acarrear el mineral, sin embargo no es tan impactante como las minas a cielo abierto en virtud de que se realiza otro tipo de infraestructura (tiros, contra-tiros y túneles); el uso de mano de obra es más intensivo dado que es necesario realizar obras adicionales a la explotación, que eliminen los derrumbes en las zonas de extracción; los costos de mano de obra en una mina subterránea se muestran a continuación:

TABLA No. 4.3 COSTO DE MANO DE OBRA EN MINAS SUBTERRANEAS

MÉTODO DE MINADO	CTO.MANO DE OBRA COMO % DEL TOTAL DE COSTO DE OPERACIÓN
CUARTOS Y PILARES	44%
CORTES Y RELLENO	57%
TUMBE SOBRE CARGA	70%
SUBNIVELES	60

El grado de tecnología incide también en el costo, dado que se puede realizar la explotación con equipo móvil o usando mano de obra con el mínimo de equipo móvil. Usando equipo el costo de más influencia es el mantenimiento y consumos de combustible; en contrapartida se tiene mayor eficiencia en la explotación, usando mayor intensidad en la mano de obra, los costos son menores comparativamente, sin embargo la eficiencia de explotación es menor.

Otro costo a menudo ignorado es el incurrido en el bombeo de agua de las galerías de la mina con objeto de evitar inundamientos, estas erogaciones suelen ser grandes cuando se realizan las explotaciones por debajo del nivel freático.

#### 4.7.2. Planta de concentración.

Como se menciona al inicio es complicado realizar las determinaciones de estos costos y más aún seguir una metodología, sin embargo se describirán tres métodos que de acuerdo a la experiencia han sido usados con buenos resultados y que obviamente se aplicaran en función de la información disponible.

- ◆ Determinación sobre proyectos similares
- ◆ Determinación sobre costos unitarios
- ◆ Determinación sobre desglose de costos mayores

La primera aproximación es suponer que se tendrán los mismos costos que un determinado proyecto realizado con anterioridad, obviamente se hará una actualización la cual se comentará con más detalle en los siguientes párrafos, este método presenta la desventaja de que es probable que la mayoría de los costos si esten incluidos, sin embargo también es probable que la estructura geológica y el uso de equipo sean diferentes y por ende la magnitud de los costos.

Con objeto de disminuir estas variaciones se usan las "reglas de dedo" siguientes:

TABLA No. 4.4 DIFERENTES COSTOS DE OPERACIÓN EN FUNCIÓN DEL COSTO TOTAL

CONCEPTO	POR CIENTO SOBRE COSTO TOTAL DE OPERACIÓN
MANO DE OBRA DIRECTA	50 AL 55%
REPARACIONES, MANTENIMIENTO Y SUMINISTROS DE MATERIALES	30 AL 40%
MISCELANEOS	5 AL 20%

Cuando el proyecto presenta más grado de avance se puede aplicar el segundo método, para el cual se requiere costos unitarios como los mostrados:

- usd/por pie de perforación.
- toneladas por turno-hombre.
- lbs. de explosivo por tonelada quebrada.
- usd de reactivos por tonelada de concentrado.
- usd por hora de operación de los equipos más importantes.

O bien se puede utilizar factores, los cuales se expresan en términos de por ciento sobre algunos otros conceptos, como los mostrados:

TABLA No. 4.5 DIFERENTES COSTOS DE OPERACIÓN EN FUNCIÓN DE OTRAS EROGACIONES

CONCEPTO	CONCEPTO SOBRE EL CUAL SE DETERMINARAN EL PORCIENTO	PORCIENTO
REPARACIÓN Y MANTENIMIENTO	INVERSIÓN EN EQUIPO	2 AL 5%
GASTOS GENERALES Y ADMINISTRATIVOS	VENTAS NETAS	2%
MANO DE OBRA INDIRECTA	MANO DE OBRA DIRECTA	40%
COSTOS INDIRECTOS	MANO DE OBRA DIRECTA + COSTO DE MATERIALES	10 AL 30%

El último método se basa en el desglose de cada una de las operaciones, esto implica que se realicen listas donde se detallan cada operación y en las cuales se muestran cada una de las actividades para realizar una operación dada incluyendo estimados de horas-hombre, consumo de materiales, suministros, etc. Posteriormente aplicando costos unitarios se determina el monto de la actividad y consolidando las actividades se determina la operación completa.

La determinación mediante esta metodología involucra un conocimiento detallado de las operaciones que se llevaran a cabo con alto sentido práctico, que va desde la realización de cronogramas de operación hasta cálculo de productividad del personal. A continuación se mostrara el calculo del costo de operación para un cargador frontal.

FIG. 4.9 DETERMINACIÓN DEL COSTO DE OPERACIÓN PARA EQUIPO MOVIL

<b>COSTO HORARIO LLANTAS:</b>	
<b>COSTO DE REMPLAZO = COSTO DE LLANTAS (USD) / VIDA ESTIMADA (HRS)</b>	
= 31,200 USD / 3,200 HRS	9.75 USD/HRS
<b>COSTO DE REPARACIÓN = FACTOR DE REPARACIÓN (%) * COSTO HORARIO DE REMPLAZO DE LLANTAS</b>	
= 15% * 9.75 USD/HRS	1.46 USD/HRS
<b>COSTO HORARIO POR CONCEPTO DE LLANTAS:</b>	<b>11.21 USD/HRS</b>
<b>COSTO HORARIO POR COMBUSTIBLE:</b>	
<b>CONSUMO ESTIMADO: 20 GAL/HR</b>	
<b>PRECIO UNITARIO DEL COMBUSTIBLE : 1.04 USD/GAL</b>	<b>20.80 USD/HRS</b>
<b>COSTO HORARIO POR SERVICIO:</b>	
<b>FACTOR DE SERVICIO * CONSUMO HORARIO DE COMBUSTIBLE:</b>	
1/3 * 20.80	6.93 USD/HRS
<b>COSTO HORARIO POR REPARACIONES:</b>	
<b>FACTOR DE REPARACIÓN * COSTO HORARIO DE DEPRECIACIÓN:</b>	
60% * 40.49	24.29 USD/HRS
<b>COSTO HORARIO DEL OPERADOR:</b>	
<b>INCLUYE PRESTACIONES</b>	<b>20.05 USD/HRS</b>
<b>COSTO TOTAL HORARIO DE OPERACIÓN:</b>	<b>83.29 USD/HRS</b>

Similares determinaciones se pueden realizar para otras piezas de equipo o operaciones de proceso.

#### 4.8. Inversión requerida.

En lo proyectos mineros, la inversión inicial significa las erogaciones requeridas para llevar el proyecto a producción. En algunos casos la inversión inicial se divide en dos partes una porción fija que involucra las erogaciones para preparación del sitio, compra de equipo, servicios auxiliares y otros conceptos relacionados con el arranque del proyecto. Los conceptos involucrados en esta inversión son:

- Adquisición del terreno.
- Desarrollo del sitio.
- Estudios de Impacto ambiental y permisos legales.
- Equipo de mina, edificios requeridos para estos.
- Equipo de Planta de Flotación, edificios requeridos para estos.
- Infraestructura (caminos, suministro de energía, etc..)
- Ingeniería.
- Contingencias.

Dos grandes rubros se tienen que incluir en esta lista, la colonia habitacional y la presa de jales.

La porción variable de la inversión la forman el capital de trabajo; este consta de las erogaciones requeridas para iniciar las operaciones, y cumplir con las subsecuentes obligaciones durante el arranque de la planta. Los conceptos asociados con este capital son:

- ◆ Inventarios de materias primas, partes de repuesto, consumibles, materiales en proceso y producto terminado.
- ◆ Cuentas por cobrar
- ◆ Cuentas por pagar
- ◆ Caja chica

Este capital se puede determinar considerando que entre el 10 y el 20% de la inversión fija es este capital, otra aproximación considera que de 1 a 3 meses de los costos de operación es una mejor cantidad.

Sin embargo una mejor suposición es que el capital de trabajo anual se define como:

$$\text{CAPITAL DE TRABAJO} = \text{COSTOS DE OPERACIÓN} \times \text{TONS. DE MINERAL} / \text{AÑO} \times \text{Y} / \text{12 MESES}$$

El valor de Y depende de que tan largo sea el recorrido del producto final hacia el consumidor o en otras palabras en cuanto tiempo se recibe el pago por el

producto. El valor típico es de 3 meses sin embargo se deberá de tener cuidado si la unidad de producción se encuentra muy alejada del centro de consumo.

A continuación se describirán las técnicas más usuales para determinar las inversiones iniciales en proyectos mineros:

**Método del costo unitario:** En esta técnica solo se multiplica la capacidad por el costo unitario, este es expresado en costo de capital instalado por tonelada de producción anual. Estos datos se publican en la literatura técnica (*Engineering and Mining Journal, Mining Engineering, Journal of Metals, etc.*) o en reportes anuales de las diferentes empresas mineras..

Ejemplo: Suponga que se necesitan 10,800 usd/año de inversión en capital fijo para producir una tonelada de cobre. Si una nueva unidad de producción producirá 90,000 ton/año de cobre, el capital inicial del proyecto será estimado de la siguiente manera:

$$10,800 \text{ usd/año de cobre} * 90,000 \text{ ton/año} = 972,000 \text{ usd}$$

Algunos valores típicos para la aplicación de este método son los siguientes:

TABLA.4.6 INVERSIÓN SOBRE TONELADA DE PRODUCCIÓN. VALORES TÍPICOS

TIPO DE UNIDAD	COSTO UNITARIO
URANIO	10,000 USD/AÑO
ORO	9,000 USD/AÑO
FLOTACIÓN (2 CONCENTRADOS)	8,000 USD/AÑO

Al aplicar esta técnica se presume que los métodos de minado y de procesamiento son similares, afirmación que es muy ideal dado que los yacimientos pueden ser diferentes

**Método del retorno sobre ventas:** Este método usa datos históricos de plantas similares o en operación para determinar la inversión inicial. La relación usada es igual a las ventas divididas por la inversión inicial.

Ejemplo: Se tiene el dato de que para una mina a cielo abierto de cobre el retorno sobre ventas es de 0.30 - 0.35 por tonelada de capacidad y que el producto se vende a 2,000 usd/ton, ¿cuál sería la inversión inicial para una operación similar que produzca 100,000 ton. de cobre anualmente.

$$0.30 = 2,000 \text{ usd/Inversión Inicial}$$

$$\text{Inversión inicial} = 2,000 \text{ usd} / 0.30 = 6,667 \text{ usd/ton de capacidad anual}$$

$$6,667 \text{ de capacidad anual} * 100,000 \text{ ton/año} = 666,700 \text{ usd}$$

*Método de escalación exponencial:* Este se basa en la fórmula siguiente:

$$INVERSIÓN = INV.REF. * (capacidad\ nueva\ capacidad/capacidad\ de\ referencia)^x$$

Donde  $x$  es el factor exponencial, dado que la inversión varía con la capacidad, el exponente  $x$  permite hacer el ajuste por capacidad para determinar la inversión en un nuevo proyecto.

El factor  $x$  se determina graficando las inversiones y la capacidad de diferentes proyectos; estos datos se pueden obtener de diferentes fuentes tanto privadas como gubernamentales. Los datos graficados se presentan en escalas logarítmicas, la pendiente de la recta que los ajusta nos indica el factor  $x$ .

En general este factor toma valores de entre 0.1 y 1.0. En proyectos mineros los valores típicos se sitúan entre 0.6 y 0.7.

Ejemplo: Una unidad minera construida en 1975 procesa 20,000 ton/día y costo 250,000,000 usd. ¿cuál será el costo de una unidad con el mismo proceso que procese 35,000 ton/día, si el factor de escalación es de 0.77?

$$\text{costo A / costo B} = (\text{capacidad A / capacidad B})^{0.7}$$

$$\text{costo A} = 250,000,000 * (35,000 / 20,000)^{0.7} = 370,000,000 \text{ usd}$$

Algunas recomendaciones al usar este método se resumen en lo siguiente:

- Al construir las curvas de costo - capacidad, se deberá de tomar en cuenta el método de minado, la infraestructura involucrada, etc. la capacidad se maneja para los diferentes proyectos en las mismas unidades.
- La exactitud de este método es buena para capacidades pequeñas; pero para escalaciones en relaciones mayores de 3:1 no es recomendable.

Existen métodos los cuales toman como punto de partida el costo del equipo de proceso, por ende, también hay técnicas para determinar el costo de los equipos.

Una de estas metodologías se refiere al uso de la siguiente ecuación:

$$\text{costo} = a * (X)^b$$

Esta igualdad relaciona una variable del equipo  $X$  (hp., diámetro, pie<sup>2</sup>, etc.), con el costo del equipo, realizando ajustes con las constantes  $a$  y  $b$ . Una de las limitantes de este método es que las relaciones son más certeras para equipo usado en la planta de concentración que para equipo de minado (scoops, perforadoras, etc.), esto obedece al hecho de que la estandarización de diseños y componentes es mayor en los primeros en comparación al equipo de minado.

Existen en la literatura datos para diferentes equipos tanto de minado como de concentración a continuación se muestran algunos de ellos:



TABLA 4.7 PARAMETROS "a" y "b". COSTOS DE EQUIPO

EQUIPO	VARIABLE DEL EQUIPO	RANGO DE VALIDEZ	FACTOR "a"	FACTOR "b"
QUEBRADORA DE QUIJADA	ABERTURA DE ALIMENTACIÓN	15" X 24" A 32" X 40"	227	0.807
		32" X 40" A 60" X 80"	0.667	1.63
CELDA DE FLOTACIÓN	CAPACIDAD EN PIES <sup>3</sup>	10 A 600	472	0.52
HIDROCICLONES	DIAMETRO EN PIES	1 A 15	227	0.75
ESPESADORES	DIAMETRO EN PIES	10 A 200	1,100	0.965
		CAPACIDAD DE 5,000 A 39,000		
SCOOPTRAMS	ACARREO EN ROCA LBS	5,000 A 15,000	30.00	0.841
		CARBÓN	31.10	0.861
MOLINOS DE BOLAS	HP'S	40 A 1,750	4,956	0.585

NOTA: EL USO DE ESTE METODO IMPLICA LA CORRECCION DEL FACTOR "a" POR TIEMPO MEDIANTE LOS INDICES M&S (ESTOS INDICES SE EXPLICARAN EN LOS SIGUIENTES PARRAFOS) LA REFERENCIA USADA FUE M&S IGUAL A 500.

Una vez determinado el costo del equipo se procede a determinar el total de inversión usando la técnica siguiente:

#### Método de factores:

Esta técnica se basa en un desglose de la unidad productiva por equipos, posteriormente se utilizan factores que al multiplicar al costo del equipo instalado definen los montos de cada una de las áreas del proyecto, posteriormente se consolidan y se determina la inversión total. La ecuación general de este método es la siguiente:

$$INVERSIÓN TOTAL DEL PROYECTO = [C_e + \sum(fi * C_e)] * (g + 1)$$

DONDE:

$C_e$  = COSTO DEL EQUIPO

$fi$  = FACTOR PARA DEFINIR EL MONTO DE CADA ÁREA

$g$  = FACTOR QUE INVOLUCRA LOS COSTOS INDIRECTOS TALES COMO INGENIERÍA Y CONTINGENCIAS.

Los costos del equipo se deberán de obtener directamente del proveedor, y se le añadirá el costo del flete al sitio del proyecto, así como seguros y fianzas, además se tiene que tener una experiencia práctica para definir el costo de la

instalación de este. El factor  $f_i$  se deberá deducir en base a los diagramas de arreglo general y de flujo de proceso.

De acuerdo a la literatura existente el rango de los factores más comunmente usados en los proyectos mineros son los siguientes:

TABLA 4.8. FACTORES  $f_i$  . CALCULO DE INVERSIÓN TOTAL

1	COSTO DE EQUIPO	000.00 USD
2	INSTALACIÓN DEL EQUIPO (0.17 A 0.25 DEL INCISO 1)	000.00 USD
3	TUBERÍA INC. MATERIALES Y MANO DE OBRA, SE EXCLUYE LA TUBERÍA PARA SERVICIOS AUXILIARES (0.07 A 0.25 DEL INCISO 1)	000.00 USD
4	ELECTRICO INC. MATERIALES Y MANO DE OBRA, SE EXCLUYE LA ILUMINACIÓN DE OFICINAS Y BODEGAS (0.13 A 0.25 DEL INCISO 1)	000.00 USD
5	INSTRUMENTACIÓN (0.03 A 0.12 DEL INCISO 1)	000.00 USD
6	EDIFICIOS DE PROCESO (0,33 A 0.50 DEL INCISO 1)	000.00 USD
7	EDIFICIOS AUXILIARES (0,07 A 0.15)	000.00 USD
8	SERVICIOS AUXILIARES. SUMINISTRO DE AGUA, DRENAJES, AIRE DE PROCESO, ETC (0.07 A 0.15 DEL INCISO 1)	000.00 USD
9	INFRAESTRUCTURA DEL SITIO. VIAS, VIALIDADES ETC. (0.03 A 0.18 DEL INCISO 1)	000.00 USD
10	SUPERVISIÓN DE LA CONSTRUCCIÓN (0.10 A 0.12 DEL INCISO 1)	000.00 USD
11	ADMINISTRACIÓN DEL PROYECTO, INCLUYENDO INGENIERÍA Y CONSTRUCCIÓN (0.30 A 0.33 DEL INCISO 1)	000.00 USD
12	LA INVERSIÓN TOTAL ES IGUAL A: (SUMA DE 1 A 11)	000.00 USD

Es conveniente aclarar que como toda técnica de estimación de inversión la exactitud dependerá directamente de detalles que pueda suministrar el proyecto.

Los costos de equipo aunque son datos de los proveedores es conveniente tener una aproximación de las dimensiones de los equipos con objeto de realizar comparaciones con diferentes datos de proveedores.

Este dimensionamiento es muy especial e inclusive los fabricantes de equipo usan sistemas de computación de licencia restringida, sin embargo algunos de estos equipos se pueden dimensionar en base a ecuaciones que son del dominio publico; en base a este concepto se elaboraron tres hojas para este fin , los equipos involucrados son: molinos de bolas, transportadores de banda y bombas de lodos. Se insiste en que los datos definitivos serán los de los proveedores de equipos.



FACULTAD DE QUÍMICA

## PREDIMENSIONAMIENTO DE LOS MOLINOS DE BOLAS

LOS PARAMETROS DE DISEÑO PARA ESTOS EQUIPOS, ESTÁN BASADOS EN LAS DETERMINACIONES OBTENIDAS A NIVEL LABORATORIO ASI COMO DEL "KNOW HOW" DE LOS FABRICANTES Y DEPENDEN MUCHO DE LA NATURALEZA DEL MINERAL QUE SE ESTE PROCESANDO.

ESTOS PARAMETROS SON LOS SIGUIENTES:

- W<sub>i</sub> QUE REPRESENTA EL INDICE DE TRABAJO O UNA MEDIDA DE LA DUREZA DEL MINERAL, MEDIDO EN Kw-hr/ton.
- F80 QUE REPRESENTA EL TAMAÑO DE LA APERTURA, POR LA CUAL PASARIA EL 80% DE LOS TAMAÑOS DE LA ALIMENTACIÓN. Y QUE SE MIDE EN MICRAS.
- P80 QUE REPRESENTA EL TAMAÑO DE LA APERTURA, POR LA CUAL PASARIA EL 80% DE LOS TAMAÑOS DE EL PRODUCTO. Y QUE SE MIDE EN MICRAS.
- F FLUJO DE ALIMENTACIÓN. EN TONELADAS CORTAS POR HORA
- V VELOCIDAD DE TRABAJO. LA CUAL SE REPRESENTA COMO UN PORCENTAJE DE LA VELOCIDAD CRÍTICA. ESTA VELOCIDAD SE MIDE EN RPM, Y REPRESENTA LA MINIMA VELOCIDAD A LA CUAL LAS BOLAS DEL MOLINO SE MANTIENE PEGADAS AL CASCO POR LA ACCIÓN DE LA FUERZA CENTRIFUGA.
- %CH PORCIENTO DEL VOLUMEN DEL MOLINO QUE OCUPAN LAS BOLAS.

METODOLOGÍA DE CALCULO:

LA METODOLOGÍA SE BASA EN EL CATALOGO DE EQUIPO DE LA COMPAÑÍA "NORDBERG". LOS PASOS ESENCIALES SON: DETERMINACIÓN DE LA POTENCIA UNITARIA, VELOCIDAD CRÍTICA, LONGITUD, POR CIENTO DE CARGA Y LONGITUD. SE SUPONE UN DIAMETRO Y SE DETERMINAN TODOS LOS PARAMETROS MENCIONADOS. ESTOS DATOS DAN EL PREDIMENSIONAMIENTO DEL EQUIPO, EL CUAL SE CORROBORA CON LOS DATOS DEL FABRICANTE:

DETERMINACIÓN DE LA POTENCIA UNITARIA:

$$W_i = 1.34 \cdot 10^{-4} \cdot W_i \cdot \left( \frac{1}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{1}{\sqrt{F_{80}}} \right)$$

DONDE "W<sub>i</sub>" ESTA DADO EN HP-hr/Ton

SI EL TAMAÑO DEL PRODUCTO ES 80% - 70 MICRAS SE NECESITA LA CORRECCIÓN SIGUIENTE:

$$G = \frac{W_i \cdot (P + 10.3)}{1.145 \cdot P}$$

UNA VEZ DETERMINADA LA POTENCIA UNITARIA "W<sub>i</sub>", SE CALCULA LA POTENCIA TOTAL, MULTIPLICANDOLA POR LA ALIMENTACIÓN.

$$POT = G \cdot F$$

DE ACUERDO CON EL CATALOGO CITADO, LA POTENCIA TOTAL SE CORRELACIONA EN FORMA LINEAL CON LOS PARAMETROS SIGUIENTES:

$$POT = A \cdot B \cdot C \cdot L$$

EL CALCULO SUPONE UN DIAMETRO DE MOLINO, SE REALIZAN LOS CALCULOS Y SI LA CONFIGURACION (L/D) NO ES LA ADECUADA SE USA OTRO DIAMETRO.

L = LONGITUD DEL MOLINO

A = FACTOR QUE INVOLUCRA AL DIAMETRO EFECTIVO DEL MOLINO

$$A = 0.17591140 \cdot \text{DIAM. EFECT.}^{2.3022402}$$

DIAMETRO EFECTIVO DEL MOLINO = DIAMETRO EXTERIOR MENOS ESPESOR DEL BLINDAJE

B = FACTOR QUE RELACIONA EL % DEL VOLUMEN TOTAL DEL MOLINO QUE OCUPARAN LAS BOLAS Y LA FORMA DE DESCARGA DEL MOLINO. LA CORRELACION MOSTRADA ESPERA PARA DESCARGA DE SOBREFLUJO

$$B = 0.20423561 + 0.20126940 \cdot \% \text{OL} - 0.0020271229 \cdot \% \text{OL}^2$$

C = FACTOR QUE RELACIONA LA VELOCIDAD DE TRABAJO DEL MOLINO CON SU VELOCIDAD CRITICA

$$C = 0.00027216368 \cdot \% \text{V.C.}^{1.519107}$$

POSTERIORMENTE RESOLVIENDO PARA "L", SE OBTIENE LA ECUACION SIGUIENTE:

$$L = \frac{\text{POTENCIA}}{A \cdot B \cdot C}$$

CON OBJETO DE OBTENER UNA CONFIGURACION ADECUADA SE REALIZAN TABLAS MOSTRANDO DIFERENTES DIAMETROS Y CALCULOS DE RELACIONES LONGITUD-DIAMETRO, PARA DIFERENTES % DE VELOCIDAD CRITICA.

COMO AYUDA PARA LOGRAR EL OBJETIVO ANTERIOR SE RECOMIENDA LO SIGUIENTE:

LA RELACION LONGITUD/DIAMETRO PARA ESTOS EQUIPO SE SITUA EN EL RANGO DE 1:1 HASTA 5:1.

SI SE SELECCIONA UNA VELOCIDAD BAJA, SE OBTIENE UN DESGASTE MENOR TANTO DE BOLAS COMO DEL MISMO CASCO. UNA VELOCIDAD ALTA SIN EMBARGO PRODUCE MENOS COSTOS DE CAPITAL.

ASI MISMO EXISTEN REGLAS DE "DEDO", PARA PODER DETERMINAR ALGUNOS PARAMETROS:

EL PORCIENTO DE VELOCIDAD CRITICA ES GENERALMENTE DEL 75%

EL % DEL VOLUMEN DEL MOLINO OCUPADO POR LA CARGA DE BOLAS ES DEL 40%.

DETERMINACION DEL DIAMETRO DE BOLAS PARA LOS MOLINOS.

PARA LA CARGA INICIAL DE BOLAS SE USAN DIFERENTES DIAMETROS. LA DETERMINACION DE LA COMPOSICION

DE TAMAÑOS SE REALIZA MEDIANTE TABLAS LAS CUALES USANDO EL DIAMETRO MAYOR DE BOLAS,

DETERMINAN LA COMPOSICION DEL RESTO EN BASE A UN % PESO.

EL PESO TOTAL DE LAS BOLAS EN TONELADAS SE DETERMINA EMPIRICAMENTE, MEDIANTE LA SIGUIENTE EXPRESION:

$$\text{PESOTOTAL} = 0.1273 \cdot \% \text{OL} \cdot \text{VOL. TOT.}$$

**VOL. TOT. = VOLUMEN TOTAL DEL MOLINO**

EL TAMAÑO MÁXIMO DE LA BOLA PARA UNA DETERMINADA MOLIENDA SE CALCULA MEDIANTE UNA ECUACIÓN EMPÍRICA.

$$DIAM. BOLA = \sqrt{\frac{F \cdot W_i}{350 \cdot \%V}} \cdot \sqrt{\frac{ESP. GRA.}{DIAM. MOLINO}}$$

**DONDE:**

W<sub>i</sub> = ÍNDICE DE TRABAJO DEL MINERAL. EN KWH/TON

F = TAMAÑO DE LA ALIMENTACIÓN. EN MICRAS

%V = PORCIENTO DE LA VELOCIDAD CRÍTICA

ESP. GRA. = GRAVEDAD ESPECÍFICA

DIAM. MOLINO = DIÁMETRO EFECTIVO DEL MOLINO, (DIÁMETRO TOTAL - ESPESOR DEL BLINDAJE) EN PIES

DIAM. BOLA = DIÁMETRO DE LA BOLA EN PULGADAS

UNA VEZ DETERMINADO EL TAMAÑO MÁXIMO Y EL PESO TOTAL SE DETERMINA LA COMPOSICIÓN DE TAMAÑOS PARA LA CARGA INICIAL (USANDO LAS TABLAS MENCIONADAS).

## EJEMPLO DE APLICACION

SE REQUIERE DETERMINAR LA POTENCIA DEMANDADA POR UN MOLINO EN HUMEDO, TRABAJANDO EN CIRCUITO CERRADO, QUE SERA ALIMENTADO A RAZON DE 90 TON/HR., DE UN MATERIAL QUE TIENE UN INDICE DE TRABAJO DE 13, EL TAMAÑO DE LA ALIMENTACION ES 80% -8,100 MICRAS, LA DESCARGA DEBE DE TENER TAMAÑO 80% -52 MICRAS. EL % DE VOLUMEN DEL MOLINO OCUPADO POR LA CARGA ES DEL 40% (LA MAYORIA DE LOS MOLINOS OPERAN ENTRE 35% -40%). LA DESCARGA ES POR SOBREFLUJO.

## SOLUCION

DETERMINACION DE LA POTENCIA UNITARIA:

$$W' = 1.34 * 10 * W' / \left( \frac{1}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{1}{\sqrt{P_{10}}} \right)$$

$$W = 22.22 \text{ HP-hr/Ton}$$

YA QUE EL TAMAÑO DEL PRODUCTO ES MENOR A 80% - 70 MICRAS SE NECESITA LA CORRECCION SIGUIENTE:

$$G = \frac{W' * (P + 10.3)}{1.145 * P}$$

$$G = 23.25 \text{ HP-hr/Ton}$$

$$\text{POTENCIA} = 2,092.66 \text{ HP}$$

## DETERMINACION DEL FACTOR "A"

SUPONEMOS UN DIAMETRO EFECTIVO DE 13.5 PIES. ESTO IMPLICA QUE EL DIAMETRO EXTERIOR DEL MOLINO ES DE 14 PIES.

$$A = 118.49$$

## DETERMINACION DEL FACTOR "B"

LA DESCARGA ES POR SOBREFLUJO Y LA CARGA OCUPA UN 40% DEL VOLUMEN DEL MOLINO

$$B = 5.01$$

## DETERMINACION DEL FACTOR "C"

LA VELOCIDAD DE OPERACION ES 75% DE LA VELOCIDAD CRITICA.

$$C = 0.19$$

## DETERMINACION DE LA LONGITUD:

$$L = 19.03 \text{ PIES}$$

DE LAS TABLAS DE DIMENSIONES DEL FABRICANTE "NORDBERG", LOS MOLINOS CON DIAMETRO DE 14 PIES, PUEDEN TENER LAS LONGITUDES SIGUIENTES: 14' HASTA 48', POR LO TANTO UN MOLINO DE 20', SERIA EL ADECUADO.

## DETERMINACION DEL PESO TOTAL DE LAS BOLAS:

$$\text{VOLUMEN TOTAL DEL MOLINO} = 2,861.33 \text{ PIES}^3$$

$$\text{PESO DE LAS BOLAS} = 145.70 \text{ TON}$$

## DETERMINACION DEL DIAMETRO MAXIMO DE BOLAS:

$$\text{DIAM. MAX.} = 1.83 \text{ PLG.}$$

DE TABLAS DE "NORDBERG", LA COMPOSICIÓN EN BASE A UN TAMAÑO DE 2" ES LA SIGUIENTE:

DIAMETRO BOLA	% PESO	ESO EN TON.
2"	39%	55.37
1.5"	45%	68.00
1"	17%	<u>24.33</u>
		145.70





FACULTAD DE QUÍMICA

## PREDIMENSIONAMIENTO DE TRANSPORTADORES DE BANDA

LOS TRANSPORTADORES DE BANDA, CONSTITUYEN EL EQUIPO MÁS USADO EN EL MANEJO DE SÓLIDOS. SE COMPONEN DE UNA BANDA SIN FIN QUE SE MUEVE SOBRE UNA SERIE DE RODILLOS. LOS TRANSPORTADORES DE BANDA SE FABRICAN EN UNA AMPLIA GAMA DE TAMAÑOS Y MATERIALES. PUEDEN TRABAJAR EN FORMA HORIZONTAL O A CIERTA INCLINACIÓN, Y YA SEA EN SENTIDO ASCENDENTE O DESCENDENTE. PARA QUE EL DISEÑO DE UN TRANSPORTADOR DE BANDA SATISFAGA UNA NECESIDAD EN PARTICULAR, TIENEN QUE DETERMINARSE LAS PROPIEDADES DEL MATERIAL A TRANSPORTAR COMO SON: EL TAMAÑO Y LA DISTRIBUCIÓN DE TAMAÑOS, LA DENSIDAD GLOBAL, EL CONTENIDO DE HUMEDAD, LA TEMPERATURA, LA NATURALEZA ABRASIVA O CORROSIVA Y EL ÁNGULO DE REPOSO DINÁMICO. SIN EMBARGO EXISTEN MÉTODOS MÁS SIMPLIFICADOS, COMO EL A CONTINUACIÓN SE MUESTRA, BASADOS EN ECUACIONES EMPÍRICAS. LA METODOLOGÍA ES LA PROPUESTA EN LA REFERENCIA SIGUIENTE: ERROL G. KELLY "INTRODUCCIÓN AL PROCESAMIENTO DE MINERALES", Editorial Limusa (1990).

### METODOLOGÍA DE CÁLCULO:

EL CÁLCULO ES UN PROCESO ITERATIVO, QUE USA TABLAS LOCALIZADAS EN LA LITERATURA. EN ESTAS TABLAS SE RELACIONA EL MATERIAL CON SU PESO ESPECÍFICO, ÁNGULO DE REPOSO Y MÁXIMO ÁNGULO DE REPOSO. ENSEGUIDA SE DETERMINA EL ÁNGULO DE SOBRECARGA QUE ES 15 GRADOS MENOR QUE EL ÁNGULO DE REPOSO, OTRA TABLA RELACIONA ESTE ÁNGULO, CON EL DE COLOCACIÓN DE LOS RODILLOS DE CARGA, OBTENIENDO TAMBIÉN UNA PRIMERA APROXIMACIÓN DE LA CAPACIDAD DE LA BANDA, EN FUNCIÓN DE UNA VELOCIDAD PROMEDIO DE 100 PIES/MIN. SI LA CAPACIDAD OBTENIDA EN ESTA PRIMERA APROXIMACIÓN ES MENOR A LA ESPECIFICADA SE NECESITA INCREMENTAR LA VELOCIDAD DE LA BANDA HASTA LOGRAR LA CAPACIDAD. PARA LOGRAR ESTE PUNTO SE REQUIERE DE CUIDAR QUE LA VELOCIDAD DE LA BANDA NO SEA MAYOR A LAS ESPECIFICADAS EN OTRA TABLA. SI ESTA CONDICIÓN NO SE PUEDE SATISFACER, ENTONCES SERÁ NECESARIO INCREMENTAR EL ANCHO DE LA BANDA. UNA VEZ REPETIDO EL CICLO Y SATISFECHAS LAS RESTRICCIONES DE VELOCIDAD Y CAPACIDAD, MEDIANTE TRES TABLAS ADICIONALES SE DETERMINA LA POTENCIA PARA MOVER EL TRANSPORTADOR VACÍO, OTRA DETERMINA LA POTENCIA PARA EL MOVIMIENTO HORIZONTAL Y UNA TERCERA DETERMINA LA POTENCIA CONSUMIDA EN MOVER LA CARGA VERTICALMENTE.

A CONTINUACIÓN SE ENLISTAN LAS ECUACIONES QUE CORRELACIONAN LOS DATOS DE LAS TABLAS ANTERIORES:

A) CAPACIDAD EN TPH, PARA MATERIALES CON DENSIDAD DE 100 LB/PIE<sup>3</sup>. A UNA VELOCIDAD DE 100 PIES/MIN. RODILLOS DE CARGA A 35 GR.

$$\text{ÁNGULO DE SOBRECARGA DE } 30^\circ \text{ TPH} = -19.716760 - 0.047002892 \cdot \text{AB} + 0.28403804 \cdot \text{AB}^2$$

$$\text{ÁNGULO DE SOBRECARGA DE } 25^\circ \text{ TPH} = -4.9248768 - 0.88782841 \cdot \text{AB} + 0.27533183 \cdot \text{AB}^2$$

$$\text{ÁNGULO DE SOBRECARGA DE } 20^\circ \text{ TPH} = 2.0948276 - 1.1903735 \cdot \text{AB} + 0.25897989 \cdot \text{AB}^2$$

$$\text{ÁNGULO DE SOBRECARGA DE } 10^\circ \text{ TPH} = 5.9852217 - 1.3772578 \cdot \text{AB} + 0.22405951 \cdot \text{AB}^2$$

DONDE TPH, ES LA CAPACIDAD DE LA BANDA EN TONELADAS POR HORA Y AB = ANCHO DE LA BANDA EN PULGADAS

SI EL MATERIAL TIENE UN PESO ESPECIFICO DIFERENTE A 100 LBS/PIE3 ENTONCES EL RESULTADO DE LAS ECUACIONES ANTERIORES SE TENDRA QUE MULTIPLICAR POR LA RELACION: PESO ESPECIFICO/100. SI LA CAPACIDAD DE LA BANDA NO ES LA ADECUADA, SE REQUIERE INCREMENTAR LA VELOCIDAD (100 PIES/MIN), SIN EMBARGO NO SE DEBERA DE EXCEDER LAS SIGUIENTES CONDICIONES:

CARACTERISTICAS DE MATERIAL MATERIAL EJEMPLO	ANCHO DE BANDA								
	18"	24"	30"	36"	42"	48"	54"	60"	
NO ABRASIVO VER NOTA 1	CARBÓN MINERAL Y TIERRA	350	400	450	500	550	600	600	600
TERSO -ABRASIVO	GRAVA	300	350	400	450	500	550	550	550
FILOSO Y ABRASIVO	PIEDRA Y MINERAL	250	300	350	400	450	500	500	500
NO ABRASIVO VER NOTA 2	CARBÓN MINERAL Y TIERRA	400	450	500	550	600	650	700	750
TERSO -ABRASIVO	GRAVA	350	400	450	500	550	600	650	700
FILOSO Y ABRASIVO	PIEDRA Y MINERAL	300	350	400	450	500	550	600	650
GRANULOS 1/8" - 1/2"	ARENA, GRANOS	400	500	600	700	800	900	900	900

NOTA 1: CUANDO EL TAMAÑO MÁXIMO DEL MATERIAL CUMPLE CON LAS CARACTERÍSTICAS INDICADAS.

NOTA 2: CUANDO LA MITAD DEL TAMAÑO MÁXIMO DEL MATERIAL CUMPLE CON LAS CARACTERÍSTICAS INDICADAS.

B) LA POTENCIA REQUERIDA PARA MOVER LA BANDA VACÍA EN POSICIÓN HORIZONTAL ES FUNCIÓN DE LA DISTANCIA Y EL ANCHO DE LA BANDA, DE AHÍ QUE LA CORRELACIÓN ES LA SIGUIENTE:

LAS CORRELACIONES ESTÁN DETERMINADAS PARA UNA VELOCIDAD DE 100 PIES/MIN. SI SE USA OTRA VELOCIDAD LA PROPORCIÓN ES DIRECTA.

PARA ANCHO DE BANDA DE 18 PLG. POT. = 0.45915320 \* 1.0013909 \* X

PARA ANCHO DE BANDA DE 24 PLG. POT. = 0.55313287 \* 1.0014649 \* X

PARA ANCHO DE BANDA DE 30 PLG. POT. = 0.66179314 \* 1.0015937 \* X

PARA ANCHO DE BANDA DE 36 PLG. POT. = 0.66179314 \* 1.0015937 \* X

X = DISTANCIA HORIZONTAL EN PIES

C) LA POTENCIA REQUERIDA PARA MOVER LA CARGA EN POSICION HORIZONTAL ES FUNCION DE LA CAPACIDAD Y LA DISTANCIA ENTRE CENTROS. LAS CORRELACIONES CALCULADAS SON:

PARA UNA CAPACIDAD DE 100 TON/HR.  $POT. = 10.775415 - 10.345393 * 0.99973732 * X$

PARA UNA CAPACIDAD DE 200 TON/HR.  $POT. = 92.050897 - 91.172866 * 0.99994367 * X$

PARA UNA CAPACIDAD DE 400 TON/HR.  $POT. = -194.17695 + 195.95479 * 1.0000508 * X$

X = DISTANCIA HORIZONTAL EN PIES

D) LA POTENCIA REQUERIDA PARA MOVER LA CARGA EN POSICION VERTICAL ES FUNCION DE LA CAPACIDAD Y LA ELEVACION ENTRE CENTROS. LAS CORRELACIONES CALCULADAS SON:

PARA UNA CAPACIDAD DE 100 TON/HR.  $POT. = 0.10107661 * EL$

PARA UNA CAPACIDAD DE 200 TON/HR.  $POT. = 0.2020 * EL$

PARA UNA CAPACIDAD DE 400 TON/HR.  $POT. = 0.4040 * EL$

DONDE "EL" ES LA ELEVACION EN PIES

LA POTENCIA TOTAL ES LA SUMA DE LAS TRES POTENCIAS DETERMINADAS.

## EJEMPLO DE APLICACIÓN

SELECCIONAR UN TRANSPORTADOR DE BANDA PARA TRANSPORTAR 528 TPH. DE UN MINERAL DE HIERRO DESDE UNA TOLVA. HASTA UNA PLANTA DE TRITURACIÓN SECUNDARIA. UNA DISTANCIA HORIZONTAL DE 56 m. Y UNA ELEVACIÓN VERTICAL DE 18 m. LA DENSIDAD GLOBAL DEL MINERAL ES DE 2,200 Kg./m<sup>3</sup>., Y SU TAMAÑO ES DE 15 cm. EL 100%.

## SOLUCION:

DE LAS TABLAS DE CARACTERISTICAS DE MINERAL. ANGULO DE REPOSO = 35 GRADOS  
ANGULO DE SOBRECARGA 15GR. MENOS QUE EL ANGULO DE REPOSO

ANGULO DE SOBRECARGA = 20 GRADOS

SE SUPONEN RODILLOS DE CARGA A 35GRS. Y UN ANCHO DE BANDA DE 24 PLG.

CAPACIDAD EN TPH = 122.70

CORRECCIÓN POR PESO ESPECIFI cap.\*137.5/100  
168.3 TPH

COMO SE REQUIERE MOVER 528 TPH EN TONCES LA VELOCIDAD DE LA BANDA DEBE DE SER:

VELOCIDAD =  $528/168.3 \times 100 = 313.8$  PIES/MIN

ESTE TIPO DE MINERAL ES CONSIDERADO TERSO-ABRASIVO EL 100%. POR LO TANTO LA VELOCIDAD MAXIMA, PARA UNA BANDA DE 24 PLG ES 350 PIES/MIN  
POR LO TANTO LA VELOCIDAD Y ANCHO SON CORRECTOS.

LA POTENCIA DE LA BANDA ES:

INCISO "B" DISTANCIA DE 56 m. (184 PIES) = 0.72 HPS

COMO LA BANDA SE MUEVE A MÁS DE 100 PIES/MIN

INCISO "B" DISTANCIA DE 56 m. (184 PIES) = 2.27 HPS

INCISO "C" PARA UNA CAPACIDAD DE 528 TPH Y 184 PIES DE DISTANCIA = 3.62 HPS

COMO LA BANDA MUEVE 528 TPH, SE AJUSTA POR LAS 400 TPH

INCISO "C" PARA UNA CAPACIDAD DE 528 TPH Y 184 PIES DE DISTANCIA = 4.78 HPS

INCISO "D" PARA UNA CAPACIDAD DE 528 TPH Y 18 m. (59 PIES) DE ALTURA = 23.8 HPS

COMO LA BANDA MUEVE 528 TPH, SE AJUSTA POR LAS 400 TPH

INCISO "C" PARA UNA CAPACIDAD DE 528 TPH Y 184 PIES DE DISTANCIA = 31.5 HPS

POR LO TANTO LA POTENCIA TOTAL NECESARIA ES DE: 38.5 HPS

RESUMEN : SE RECOMIENDA UN BANDA DE 24 PLG. DE ANCHO (CON RODILLOS A 20GR), CUYO DESPLAZAMIENTO SE DE 313.8 PIES/MIN. LA POTENCIA NECESARIA ES DE 31.5 HPS. PARA LOS ASPECTOS MECANICOS DEL TRANSPORTADOR Y SU DISEÑO DEBEN DE CONSULTARSE LOS CATALOGOS DE LOS FABRICANTES



FACULTAD DE QUÍMICA

## PREDIMENSIONAMIENTO DE BOMBAS DE PULPAS

LA MAYORÍA DE LAS PLANTAS DE PROCESAMIENTO DE MINERALES TRABAJAN EN HÚMEDO. ESTO IMPLICA QUE EL MATERIAL QUE SE BOMBEEA EN UNA PLANTA DE BENEFICIO SEA EN FORMA DE PULPA EN VARIAS OPERACIONES. LOS CONCENTRADOS SE TRANSPORTAN DESDE LAS PLANTAS DE BENEFICIO A GRANDES DISTANCIAS, CRUZANDO ESCARPADOS TERRENOS, DEBIDO A QUE NO HAY OTRO MEDIO DE TRANSPORTE. LAS COLAS DE FLOTACION SE DESCARGAN A LA PRESA DE JALES, MEDIANTE TUBERIAS DESDE EL ÁREA DE FLOTACION. ESTAS PULPAS SON CON FRECUENCIA ALTAMENTE ABRASIVAS Y CORROSIVAS Y PUEDEN CONTENER PARTICULAS GRUESAS A DENSIDADES ALTAS DE PULPA. EL DISEÑO DE LAS BOMBAS JUNTO CON EL DE LAS VALVULAS Y TUBERIAS, CONSTITUYE UNA TAREA IMPORTANTE EN EL DISEÑO DE LA PLANTA. LA METODOLOGÍA PROPUESTA SE BASA EN LA REFERENCIA SIGUIENTE: ERROL G. KELLY "INTRODUCCION AL PROCESAMIENTO DE MINERALES", Editorial Limusa (1990).

### METODOLOGÍA DE CALCULO:

#### DATOS REQUERIDOS

LOS DATOS QUE PROPORCIONAN LOS FABRICANTES SOBRE SUS BOMBAS GENERALMENTE SE REFIEREN AL BOMBEO DE LIQUIDOS, Y EN CONSECUENCIA DEBEN ADAPTARSE PARA USARSE CON PULPAS. EL PROCEDIMIENTO DE ADAPTACION ES EMPIRICO, Y SE UTILIZA UN FACTOR DE BOMBEO DE PULPAS, COMO SIGUE.

$$K_{VP} = 1 - K_{VP} * \eta$$

$$\eta = \text{CARGA HIDRAULICA (PULPA)} / \text{CARGA HIDRAULICA (AGUA)}$$

$$\eta = \text{FRACCION DE VOLUMEN DE SOLIDOS EN LA PULPA}$$

$$K_{VP} = \text{FACTOR DE BOMBEO DE PULPA}$$

LOS FACTORES DE BOMBEO SE ENCUENTRAN GRAFICADOS, PARA CADA DENSIDAD DE SOLIDOS Y TAMAÑO MEDIO DE PARTICULA. ENSEGUIDA SE MUESTRAN LAS CORRELACIONES DETERMINADAS

PARA DENSIDAD DE SOLIDOS DE 1.25

$$K_{VP} = 0.36764145 + 0.18467157 * LN(TP)$$

PARA DENSIDAD DE SOLIDOS DE 2.0

$$K_{VP} = 0.91968465 + 0.31928682 * LN(TP)$$

PARA DENSIDAD DE SOLIDOS DE 2.65

$$K_{VP} = 1.1757792 + 0.41351093 * LN(TP)$$

TP = TAMAÑO PROMEDIO DE LA PARTICULA EN mm

UNA VEZ DETERMINADA LA CARGA HIDRAULICA, ESTA SE DIVIDE ENTRE EL FACTOR DE BOMBEO, PARA REFERIRSE A LAS CURVAS DE LOS FABRICANTES (EN m O PIES DE AGUA). EN LAS MISMAS CURVAS DEL FABRICANTE SE DETERMINA LA EFICIENCIA, LA CUAL SE MULTIPLICA POR EL FACTOR DE BOMBEO, UNA VEZ CORREGIDA LA CARGA HIDRAULICA Y LA EFICIENCIA SE OBTIENE LA POTENCIA DE LA BOMBA.

## EJEMPLO DE APLICACIÓN

SELECCIONE UNA BOMBA PARA MOVER 200 m<sup>3</sup>/hr DE PULPA DE COLAS CON 15% DE SÓLIDOS. LA DENSIDAD DEL SÓLIDO ES DE 2.700 kg/s/m<sup>3</sup>., CONTRA UNA CARGA TOTAL DE 22 m. DE PULPA (TAMAÑO DE LA PARTICULA IGUAL A 150 MICRAS).

SOLUCION:

PARA UNA DENSIDAD DE SÓLIDOS DE = 2.700 kg/m<sup>3</sup> 2.7 grs/cm<sup>3</sup>  
 TAMAÑO DE PARTICULA DE = 150 MICRAS 0.150 mm

PARA DETERMINAR EL FACTOR DE BOMBEO USAMOS LA ECUACION PARA UNA DENSIDAD DE 2.65.

FACTOR DE BOMBEO = 0.391299351

CORRECCION POR AJUSTE DE DENSIDAD:  
 $0.391299351 \cdot (2.65/2.7) = 0.398157824$

CORRECCION CON 15% DE SÓLIDOS = 0.940276326

CARGA HIDRAULICA EQUIVALENTE DE AGUA  
 22 / CORRECCION 23.40 m.

CONSULTANDO LAS CURVAS DE LOS FABRICANTES DETERMINAMOS QUE LA BOMBA REQUERIDA OPERA A 1025 rpm Y TIENE UNA EFICIENCIA BASE AGUA DE 64%.

CORRECCION A LA EFICIENCIA = EFICIENCIA BASE AGUA \* FACTOR DE CORRECCION  
 60.18 %

DETERMINACION DE LA POTENCIA:

CONVERSION DE UNIDADES:

200 m<sup>3</sup>/hr DE PULPA = 881 GPM  
 23.40 m = 76.75 pies  
 DENSIDAD DEL AGUA 1

POTENCIA =  $(881 \cdot 76.75 \cdot 1.0) / 3960 = 17.07$  HP  
 POTENCIA DE LA BOMBA = 17.07/60.18% 28.37 HP

Los métodos antes discutidos han considerado que se usen costos e inversiones en dólares corrientes o datos usados anteriormente, sin embargo estos costos e inversiones varían con respecto al tiempo; en primera instancia, y también se modifican en función a tres variables:

- tecnología
- disponibilidad de materiales y mano de obra
- cambios en el valor monetario (inflación)

Para solventar esta situación se recurre a la utilización de índices de precios; los índices generales de precios expresan el costo de una misma canasta de bienes en diferentes puntos del tiempo.

Supongamos que los costos de operación de una planta de beneficio han sido históricamente los siguientes:

AÑO	COSTO DE OPERACIÓN usd/ton	ÍNDICE DE PRECIOS
1989	32.00	81
1990	35.00	85
1991	38.00	95
1992	40.00	100
1993	45.00	110

Los índices son los determinados para una canasta de insumos que componen los costos de operación; a su vez el índice obtenido para 1995 es de 113, entonces de acuerdo con esto podemos usar la siguiente fórmula:

$$\text{costo actual} = \text{costo anterior} * (\text{índice de costo actual} / \text{índice de costo anterior})$$

y por lo tanto el costo de operación esperado sería de:

$$\text{costo actual} = 45.00 * (150 / 112) = 60.27$$

Estos índices se pueden clasificar en dos categorías: *índices para costos de operación* e *índices para inversiones* o activos fijos. Los primeros miden la tendencia de un determinado producto, como combustibles, mano de obra, etc.. Los segundos se refieren aspectos globales donde están incluidos otros componentes, y se discutirán más adelante.

En nuestro país para los costos de operación, los índices más comúnmente usados son los índices de precios al productor, los cuales indican cuanto cuesta

producir algún bien, estos son editados por el Banco de México, y son obtenidos mediante un muestreo sobre la producción de bienes:

TABLA 4.9 ÍNDICE NACIONAL DE PRECIOS AL PRODUCTOR (INPP)

AÑO	ÍNDICE NACIONAL DE PRECIOS AL PRODUCTOR
1992	16,799.1
1993	17,574.0
1994	20,655.0
INC ANUAL PROMEDIO	10.88%
BASE 1980 = 100	

A continuación se muestran los sectores usados así como las ramas económicas que forman estos sectores, y que tienen relación con la minería:

TABLA 4.10 SECTORES INVOLUCRADOS EN EL INPP Y EN LA MINERÍA

AÑO	EXTRACCION Y BENEFICIO DE MINERALES NO FERROSOS	EXPLORACION DE CANTERA Y EXTRACCION	OTROS MINERALES METALICOS	FABRICACION DE RESINAS SINTETICAS	PRODUCTOS ESTRUCTURALES	GENERACION DE ELECTRICIDAD	MAQUINARI A Y EQUIPO DE	REFINACION DE PETROLEO CRUDO
1992	8,436.0	22,422.9	28,004.9	14,075.9	17,316.7	18,705.0	17,664.6	50,703.2
1993	8,175.0	22,499.4	27,843.2	14,214.8	18,013.5	17,390.9	18,129.1	57,278.5
1994	21,281.5	24,656.8	50,100.7	14,595.8	21,174.2	17,517.4	23,388.7	64,452.5
INC ANUAL PROMEDIO	58.83%	4.86%	33.75%	1.83%	10.58%	(3.23%)	15.07%	12.75%

BASE 1980 = 100

Los índices para inversiones, tienen como objetivo la actualización de las inversiones, esto es traer a tiempo presente el monto pagado en el pasado, con objeto de utilizar este dato en un determinado proyecto.

Los índices más empleados se refieren a los usados en la industria estadounidense, los cuales los podemos resumir en:

- Índice de Costos de Marshall and Swift. (conocido como Marshall and Stevens) M&S.
- Índices de Costos de Edificación y Construcción. (Engineering News-Record ) ENR
- Índices de Costo de Construcción de Plantas. (Chemical Engineering) CE.

Como es del conocimiento general M&S, edita una serie de índices, de los cuales el más ampliamente usado es el que se refiere a el equipo para todas las



industrias, este refleja los cambios en la instalación de los equipos y por lo tanto monitorea las tendencias en los costos de los equipos. Los índices M&S se publican en la revista Chemical Engineering.

El índice ENR, es una recopilación semanal basada en costos de mano de obra y materiales de edificación de 20 ciudades (en los E.U.) los cuales usan una definida proporción de materiales y mano de obra como acero, cemento, paneles y un tanto de h-h de mano de obra. Este índice se edita semanalmente en la revista Engineering News-Record.

El índice CE fue diseñado para reflejar el costo de capital y es básicamente un índice de materiales-equipos-mano de obra. Se incluyen también la tendencia para los salarios de ingenieros, dibujos y administradores. Esta compuesto de diferentes partes las cuales tienen un peso definido. Este índice se publica en la revista Chemical Engineering.

En nuestro país se han hecho esfuerzos para lograr un índice que funcione como los anteriores, producto de esto la Cámara Nacional de la Industria de la Construcción (CNIC), edita mensualmente los siguientes índices:

- ◆ Índice de costos de edificación.
- ◆ Índices de costos de construcción industrial.
- ◆ Índices de costos de maquinaria.

El primero realiza el seguimiento de la evolución de materiales y mano de obra de los costos usados en la realización de obras que no son de uso industrial, este índice es usado para actualizar costos en oficinas, edificios departamentales, etc.

El segundo de los índices se forma en base a los materiales típicos para una bodega industrial los cuales se cotizan en el mercado, al obtener su variación se calcula el índice mencionado.

El último de los índices se refiere a los costos de maquinaria para obra pesada, sin embargo este solo incluye los costos de siete equipos para obras de infraestructura. Los tres índices están basados en insumos del D.F..

Otro índice que se puede adecuar a nuestro país es el denominado Índice Nacional de Precios al Consumidor (INPC). Así mientras el INPC mide los precios para el consumidor final, el INPP cataloga los precios de los productos semiterminados o intermedios; al igual que el INPP el INPC lo edita mensualmente el Banco de México

Tanto el INPP y el INPC, están altamente correlacionados debido a que las variaciones en la manufactura de un producto se repercuten en el precio de este al consumidor final. De hecho el INPC es usado para determinar el costo de la vida y muchos contratos de obra contiene cláusulas ligadas a este índice.

TABLA 4.11 ÍNDICE NACIONAL DE PRECIOS AL CONSUMIDOR (INPC)

AÑO	ÍNDICE NACIONAL DE PRECIOS AL CONSUMIDOR
1992	33,393.9
1993	36,068.5
1994	38,611.9
INC ANUAL PROMEDIO	7.53%

BASE 1978 = 100

Los índices de costos se deberán de usar con las debidas reservas. La mayoría de la estimaciones por esta vía son ajustadas por un factor de contingencias de entre 5 - 25%, debido a factores como variaciones en el suministro de mano de obra, accesos al sitio de la obra, disponibilidad de materiales, etc.

De acuerdo a la experiencia la exactitud obtenida via estos ajustes puede llegar a ser +/- 10 - 20% para periodos que no excedan más de cinco años. De ahí que esta disminuya rápidamente después de periodos de cinco años y después de diez definitivamente se deberá recurrir a cotizar en el mercado los bienes.

#### 4.9. Gastos de transporte de concentrados.

Los contratos de compra de concentrados se pactan libre a bordo la refinería o fundición, esto involucra que el gasto incurrido en el transporte del producto lo tenga que absorber la planta de beneficio.

Estos gastos pueden ser importantes por el hecho de que las instalaciones mineras generalmente están en lugares remotos, así mismo en el caso de la exportación se tiene que considerar además el flete marítimo así como las maniobras de carga a los barcos. Una regla aproximada indica que para el caso de los fletes terrestres se puede tomar de 2% al 4% de las ventas totales, en el caso del flete marítimo el monto puede ser de 5% al 8%.

En ambos fletes se tienen que tomar en cuenta las pérdidas del material y como es lógico esta merma se incrementará si existe más "remanejo" como sería la situación de carga a barcos. Un dato práctico es considerar 1% para fletes terrestres y 2% para marítimo.

Otro aspecto que se debe de tomar en cuenta es el contenido de humedad del concentrado; a este respecto ya se ha comentado que con la introducción de los filtros de placas es posible obtener contenidos de humedad por abajo del 8%.

A continuación se muestra una colección de fletes se toma como destino la fundidora y refinadora Met-Mex Peñoles en la Cd. de Torreón Coah.

TABLA 4.12. COSTO DE FLETES PARA EMBARQUE DE CONCENTRADOS

NOMBRE DE LA UNIDAD MINERA	UBICACIÓN	COSTO POR TON. CONCENTRADO EN USD/TON	DISTANCIA A LA FUNDIDORA O REFINERÍA EN Kms.
NAICA	MPO. SAUCILLO CHIHUAHUA	19.85	1005
BISMARCK	MPO. DE PALOMAS CHIHUAHUA	32.25	1030
FRESNILLO	MPO. FRESNILLO ZACATECAS	15.62	386
GUANAJUATO	MPO. GUANAJUATO GUANAJUATO	30.47	697
ZIMAPAN	MPO. SAN JOSE HIDALGO	30.72	1077
CAPELA	MPO. COALCOMAN MICHOCÁN	35.15	1009
LA ENCANTADA	MPO. OCAMPO COAHUILA	24.06	695
TIZAPA	MPO. ZACAZONAPAN EDO. DE MEXICO	36.88	989
LPA CIÉNEGA	MPO. SANTIAGO PAPASQUIARO DURANGO	31.50	351

En algunos estados financieros estos gastos se conocen como gastos de mercado; el tratamiento contable indica que son deducidos de las ventas netas expresados en usd/año, esta base se obtiene multiplicando el concentrado vendido por el precio unitario del flete.

## V.- PROYECTO BISMARCK. APLICACIÓN DEL MODELO DE EVALUACIÓN ECONÓMICA.

En los capítulos anteriores se han descrito los lineamientos que se deben de seguir para realizar la evaluación de un proyecto minero, la finalidad de este capítulo es "aterrizar" estos conceptos en un caso de estudio denominado proyecto Bismark.

El desarrollo consistirá en implementar en una hoja de cálculo un modelo basado en todos los conceptos discutidos lo más general posible, de tal manera que se produzcan módulos de información los cuales aporten información para establecer los estados financieros necesarios para determinar el flujo de efectivo del proyecto.

Es necesario también suministrar una descripción somera del proyecto en el, entendido de que dicha información será leída por gentes cuya preparación esta más enfocada a aspectos financieros que a técnicos.

El proyecto Bismark, estará constituido por la mina propiamente dicha, una planta de concentración, presa de jales y obras de infraestructura entre las que resaltan la colonia habitacional y una subestación para recibir la acometida de la Comisión Federal de Electricidad (CFE).

La mina será explotada por el método de corte y relleno obteniéndose mineral con leyes que justifican la obtención de concentrados de plomo, zinc y cobre. La extracción de éste se realiza acarreándolo por medio de cargadores de perfil bajo, mejor conocidos como "scoops" hacia una quebradora primaria localizada en uno de los niveles de la mina. Una vez reducido el tamaño, la quebradora descarga sobre pequeños carros de ferrocarril los cuales descargan sobre el bote de un malacate el cual eleva el material a nivel de superficie.

El mineral proveniente del malacate se envía a donde es extraído por medio de alimentadores de banda lo cuales descargan en transportadores de banda que envían el mineral hacia el edificio de quebradoras donde se le somete a otra etapa de reducción de tamaño. después se aplica un cribado y se envía a las tolvas de finos de donde con alimentadores de banda se les transporta a los molinos de bolas.

Una vez realizada la molienda fina y clasificación, la pulpa se enviada a la sección de flotación, la cual consistirá en tres etapas de flotación para la obtención de cada uno de los concentrados. Antes de realizar la flotación la pulpa se somete a un acondicionamiento, usando tanques agitados.

Una vez lograda la espuma se envía por medio de canaletas a los espesadores donde se obtiene la concentración adecuada para someterla a la etapa de filtrado obteniéndose finalmente el concentrado específico. Estas últimas operaciones se realizan en equipos independientes para cada concentrado.

Se ha considerado que las secciones antes de la molienda operen 14 horas por día y 6 días a la semana, produciendo 1,000 toneladas por día. El área de molienda funcionara 24 horas por día durante 300 días al año.

La sección de filtración y manejo de concentrados operará 18 horas por día.

Las producciones de concentrados de zinc y plomo serán vendidas a la empresa Met-Mex Peñoles y las de cobre a Industrial Minera México, la primera se sitúa en la Ciudad de Torreón Coah. y la segunda en la Ciudad de San Luis Potosí.

Los jales producidos son depositados en una presa construida sobre una superficie horizontal y con bordes de material de jal clasificado; el fondo está sellado con arcilla, la profundidad de será de 15 mts.

La planeación de la colonia incluye una clínica médica, jardín de niños, primaria así como una tienda de consumo popular. Para el personal soltero no obrero se le construirá un hotel con capacidad de 20 personas; por el lado de los obreros se construirá una instalación semejante pero para 28 personas. Para personal casado se instalaran 20 y 55 casas, para personal de confianza y obrero respectivamente. Se tendrán servicios como agua y drenaje, ambos pluvial y de aguas negras

El modelo de evaluación se divide en las siguientes partes:

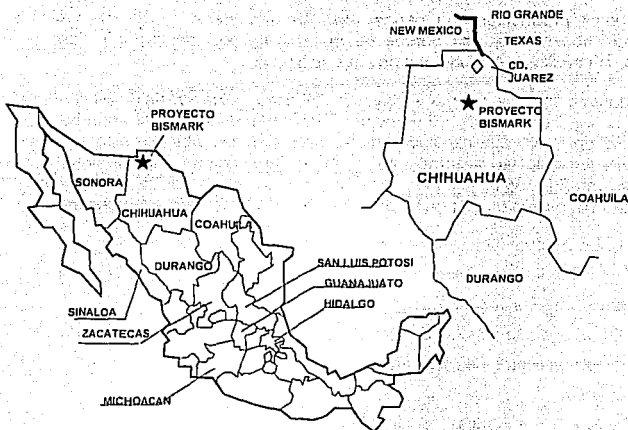
- Premisas de evaluación.
- Datos para Balance Metalúrgico.
- Fórmulas de liquidación de concentrados.
- Datos para fletes de concentrados.
- Resumen de datos
- Estado de resultados
- Presupuesto de capital de trabajo
- Estado de flujo de efectivo
- Balance general
- Análisis de Sensibilidad.

Otra información importante se refiere a los datos de localización del proyecto en la cual se indica de manera breve la forma de llegar y las vías existentes, es conveniente adicionar un mapa con estos datos.

### 5.1. Localización.

El proyecto Bismark se encuentra en el noreste del estado de Chihuahua, a 150 Km. de Ciudad Juárez, la población más cercana a este proyecto es La Ascensión se encuentra a una distancia de 50 Km. y cuenta con una población de 15,000 habitantes.

FIG. 5.1 LOCALIZACIÓN DEL PROYECTO BISMARK



El acceso a las instalaciones se realiza via terrestre partiendo de Cd. Juárez por la carretera no. 2 avanzando 146 Km. y después tomando un camino de terracería de 26 Km.

El ferrocarril Cd. Juárez - Nuevas Casas Grande - Palomas, pasa a 15 Km. del proyecto. El proyecto se abastecerá de energía eléctrica mediante una línea de 115,000 V. que se conectara a la red de la CFE.

## 5.2. Premisas de evaluación.

Dentro de este concepto se incluirán los datos base para realizar la evaluación económica, así como información general del proyecto.

- ✓ Nombre del proyecto.
- ✓ Vida económica del proyecto.
- ✓ Años de construcción.
- ✓ Reservas minables de mineral.
- ✓ Leyes del mineral.
- ✓ Leyes de los concentrados.
- ✓ Volumen de mineral que se extraerá por año.

El nombre del proyecto deberá incluirse al inicio de la hoja de cálculo, la reserva minables se deberán calcular de acuerdo a los conceptos del capítulo 4, inciso 4.1.

Las leyes del mineral son un dato que se determina con base a los barrenos hechos sobre el cuerpo del mineral

El volumen de mineral extraído se determina por el método de explotación y por un estudio de ingeniería en minas, se debe de cuidar que al final de la vida del proyecto, la suma de los volúmenes extraídos sea igual a la reservas minables. La vida del proyecto se considera generalmente de 10 años.

FIG. 5.2 PREMISAS DE EVALUACIÓN

A	B	C	D	E	F	G	H	I	J	K	L	M
1	NOMBRE DE LA EMPRESA QUE REALIZA EL ANALISIS											
2	PROYECTO	BISMARCK					RESERVAS MINABLES					
3	BALANCE METALURGICO	2 835 000 TONS										
4	RESERVAS TOTALES	2 835 000 TONS										
5												
6	PERIODO	1970	1971	1978	1979	1980	1981	1982				
7	PERIODO RELATIVO	2	1	2	1	2	3	4				
8												
9												
10	VOLUMEN (TON)	225 000	270 000	300 000	300 000	300 000	300 000	300 000	VIDA DEL PROYECTO EN ESTE CASO SE MUESTRAN SOLO 5 AÑOS			
11	LEYES PROMEDIO											
12	LEY DE ORO (%)	1.57	1.57	1.57	1.57	1.57	1.57	1.57	AÑOS DE CONSTRUCCION			
13	LEY DE PLATA (%)	225.60	225.60	225.60	225.60	225.60	225.60	225.60				
14	LEY DE PLOMO (%)	1.34	1.34	1.34	1.34	1.34	1.34	1.34				
15	LEY DE ZINC (%)	6.43	6.43	6.43	6.43	6.43	6.43	6.43	LEYES DETERMINADAS POR ANALISIS METALURGICOS			
16	LEY DE COBRE (%)	0.38	0.38	0.38	0.38	0.38	0.38	0.38				
17	LEY DE CADMIUM (%)	0.15	0.15	0.15	0.15	0.15	0.15	0.15				
18												
19		RITMO DE EXPLOTACION										
20												
21												

Para realizar este balance se requiere de los datos mencionados en el capítulo IV, mismos que en la hoja de cálculo se distinguen por estar sombreados, la metodología para la determinación se menciona en el inciso 4.2 del citado capítulo.

Una vez establecidos los datos de inicio se procede a determinar los contenidos metálicos y el balance metalúrgico.



FIG. 5.3 BALANCE METALÚRGICO. CONCENTRADO DE PLOMO

(A)	B	C	D	E	F	G	H	I	J	K	L	M
22	NOMBRE DE LA EMPRESA QUE REALIZA EL ANÁLISIS											
23	PROYECTO BISMARCK											
24	BALANCE METALÚRGICO											
25												
26	PERIODO	1996	1997	1998	1999	2000	2001	2002				
27	PERIODO RELATIVO	2	1	0	1	2	3	4				
28	CONTENIDOS											
29	DE ORO (g)			352.8	423.36	470.4	470.4	470.4				
30	DE PLATA (g)			50760	60912	67680	67680	67680				
31	DE PLOMO (TON)			3006	3607.2	4008	4008	4008				← CALCULO EN BASE A LAS LEYES DEL MINERAL
32	DE ZINC (TON)			14472	17366.4	19296	19296	19296				
33	DE COBRE (TON)			864	1036.8	1152	1152	1152				
34	DE CADMIO (TON)			317.5	405	450	450	450				
35	CONC. DE PLOMO											
36	RECUPERACIONES											
37	% DE ORO			55.45%	46.21%	41.58%	41.58%	41.58%				
38	% DE PLATA			49.00%	51.00%	58.00%	60.00%	60.00%				← DATOS SOBRE LAS RECUPERACIONES METALURGICAS
39	% DE PLOMO			64.00%	64.00%	65.00%	65.00%	65.00%				
40	% DE ZINC			0.44%	0.60%	1.31%	1.31%	1.31%				
41	% DE COBRE			12.52%	11.50%	11.25%	11.40%	11.50%				
42	CONTENIDOS											
43	DE ORO (g)			196	196	196	196	196				
44	DE PLATA (g)			24.872	31.065	39.254	40.668	40.668				
45	DE PLOMO (TON)			1.924	2.309	2.605	2.605	2.605				
46	DE ZINC (TON)			64	104	253	253	253				
47	DE COBRE (TON)			108	119	130	131	132				
48	LEYES											
49	LEY DE ORO (g/TON)			26.20	26.20	26.25	26.25	26.25				
50	LEY DE PLATA (g/TON)			3.338	4.169	5.218	5.456	5.456				← DATO DE ENTRADA SOBRE LA LEY DEL CONCENTRADO DE PLOMO
51	LEY DE PLOMO (%)			25.82%	25.82%	25.82%	25.82%	25.82%				
52	LEY DE ZINC (%)			0.95%	1.17%	2.51%	2.51%	2.51%				
53	LEY DE COBRE (%)			1.45%	1.33%	1.28%	1.30%	1.31%				
54	LEY DE ARSENICO (%)			2.00%	2.00%	2.00%	2.00%	2.00%				
55	LEY DE AZUFRE (%)			4.00%	4.00%	4.00%	4.00%	4.00%				
56	VOL. CONC. PLOMO (TON)			7.451	8.941	10.090	10.090	10.090				
57	RELACION CONC. PLOMO			10.20	10.20	29.73	29.73	29.73				

FIG. 5.4 BALANCE METALÚRGICO. CONCENTRADO DE ZINC

(A)	B	C	D	E	F	G	H	I	J	K	L	M
61	NOMBRE DE LA EMPRESA QUE REALIZA EL ANÁLISIS											
62	PROYECTO BISMARCK											
63	BALANCE METALÚRGICO											
64												
65	PERIODO	1996	1997	1998	1999	2000	2001	2002				
66	PERIODO RELATIVO	2	1	0	1	2	3	4				
67	CONC. DE ZINC											
68	RECUPERACIONES											
69	% DE PLOMO			10.95%	11.01%	11.10%	11.25%	11.20%				
70	% DE ZINC			8.02%	9.62%	11.10%	12.45%	12.45%				← DATOS SOBRE LAS RECUPERACIONES METALURGICAS
71	% DE COBRE			83.50%	85.00%	88.50%	85.50%	85.50%				
72	% DE CADMIO			0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%				
73	CONTENIDOS											
74	DE PLATA (g)			5.558	6.700	7.512	7.614	7.648				
75	DE PLOMO (TON)			258	347	461	499	499				
76	DE ZINC (TON)			12.094	14.935	17.077	17.277	17.077				
77	DE COBRE (TON)											
78	DE CADMIO (TON)			267	344	383	383	383				
79	LEYES											
80	LEY DE PLATA (g/TON)			243.41	237.63	232.81	235.95	237.00				
81	LEY DE PLOMO (%)			0	0	0	0	0				
82	LEY DE ZINC (%)			52.02%	53.92%	52.25%	52.92%	52.92%				← DATO DE ENTRADA SOBRE LA LEY DEL CONCENTRADO DE ZINC
83	LEY DE COBRE (%)			0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%				
84	LEY DE CADMIO (%)			1.16%	1.22%	1.19%	1.19%	1.19%				
85	LEY DE FIERRO (%)			12.00%	12.00%	12.00%	12.00%	12.00%				
86	LEY DE ARSENICO (%)			0.20%	0.20%	0.20%	0.20%	0.20%				
87	LEY DE MERCURIO (%)			0.50%	0.50%	0.50%	0.50%	0.50%				
88	VOL. CONC. DE ZINC (TONS)			22.815	28.222	32.269	32.269	32.269				
89	RELACION CONC. DE ZINC			9.85	9.57	9.30	9.30	9.30				

FIG. 5.5 BALANCE METALÚRGICO. CONCENTRADO DE COBRE

	A	B	C	D	E	F	G	H	I	J	K	L	M
92	HOMBRE DE LA EMPRESA QUE REALIZA EL ANALISIS												
93	PROYECTO												
94	BIENIAR												
95	BALANCE METALÚRGICO												
96	PERIODO												
97	PERIODO RELATIVO												
98	C.O.N.C. D.E.COBRE												
99	RECUPERACIONES												
100	% DE ORO												
101	% DE PLATA												
102	% DE PLOMO												
103	% DE ZINC												
104	% DE COBRE												
105	CONTENIDOS												
106	DE ORO (g)												
107	DE PLATA (KG)												
108	DE PLOMO (TON)												
109	DE ZINC (TON)												
110	DE COBRE (TON)												
111	LEYES												
112	LEY DE ORO (g/TON)												
113	LEY DE PLATA (g/TON)												
114	LEY DE PLOMO (%)												
115	LEY DE ZINC (%)												
116	LEY DE COBRE (%)												
117	LEY DE ARSENICO (%)												
118	VOL. CCHC. DE COBRE (TONS)												
119	RELACION CCHC. DE COBRE												
120													

PERIODO	1996	1997	1998	1999	2000	2001	2002
97	-2	-1	0	1	2	3	4
100	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%
101	8.37%	8.37%	7.87%	7.87%	11.15%	11.15%	11.15%
102	5.83%	5.83%	8.57%	8.57%	3.94%	3.94%	3.94%
103	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%
104	39.85%	39.85%	42.26%	42.26%	45.64%	45.64%	45.64%
106	-	-	-	-	-	-	-
107	4.249	5.098	5.328	7.548	7.548	7.548	7.548
108	178	210	343	158	158	158	158
109	-	-	-	-	-	-	-
110	343	411	487	520	520	520	520
112	-	-	-	-	-	-	-
113	2.554 80	2.554 80	2.553 83	2.956 88	2.956 88	2.956 88	2.956 88
114	10.54%	10.54%	14.53%	8.15%	8.15%	8.15%	8.15%
115	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%
116	20.60%	20.60%	20.60%	20.60%	20.60%	20.60%	20.60%
117	1.20%	1.20%	1.20%	1.20%	1.20%	1.20%	1.20%
118	1.662 99	1.995 50	1.73 28	2.952 30	2.952 30	2.952 30	2.952 30
119	135.30	135.30	178.94	117.84	117.84	117.84	117.84

Una vez determinado el balance metalúrgico, se esta en disponibilidad de realizar la liquidación de concentrados, los datos involucrados son: los contratos de liquidación y los precios de los metales.

En lo que respecta a la liquidación, las cláusulas se transforman a fórmulas que involucran condicionales del tipo "SI" con objeto de abarcar todas las posibilidades descritas en los contratos, así mismo se incluyen también instrucciones del tipo "MIN", para seleccionar entre uno u otro argumento. Para los precios se recurre a las fuentes citadas en los capítulos anteriores, de igual forma se utilizan éstas para la definición de las proyecciones de precios durante la vida del proyecto.

FIG. 5.6 DATOS PARA LIQUIDACIÓN DE CONCENTRADOS

	A	B	C	D	E	F	G	H	I
1									
2	LIQUIDACION DE PLOMO								
3	ABONOS								
4	LO QUE RESULTE MENOR ENTRE								
5	LIQ. ORO	DISMINUIR LA LEY EN	1 g/TON	O	MULTPLICARLA	0.95			
6	LIQ. PLATA	DISMINUIR LA LEY EN	50 g/TON	O	MULTPLICARLA	0.95			
7	LIQ. PLOMO	DISMINUIR LA LEY EN	3 %	O	MULTPLICARLA	0.95			
8	LIQ. COBRE	DISMINUIR LA LEY EN	1 %	O	MULTPLICARLA	0.90			
9	DEDUCCION								
10	BENEFICIOS								
11	REFINACION DE ORO								
12	REFINACION DE PLATA								
13	REFINACION DE PLOMO								
14	REFINACION DE COBRE								
15	CASTIGOS POR ARSENICO								
16	CASTIGOS POR AZUFRE								



	A	B	C	D	E	F	G	H	I
1									
2	NOMBRE DE LA EMPRESA ANALIZADORA								
3	PROYECTO. BISMARCK								
4									
5									
6	PERIODO	1996	1997	1998	1999	2000	2001	2002	
7	PERIODO RELATIVO	-2	-1	0	1	2	3	4	
8									
9	CONCENTRADO DE ZINC								
10									
11	TOTAL DE ABONOS (DLS/TON)								
12	LIQ. PLATA	(LEY PLATA-93.3 grs/Ton)*70%/31.1035*(PRECIO PLATA - 0.3 USD/Oz)							
13	LIQ. ZINC	MIN((LEY ZINC-8% LEY ZINC*85%)*(PRECIO ZINC*22.0462							
14	LIQ. CADMIO	(LEY CADMIO-0.50%)*78%*((PRECIO CADMIO-75 cUSD/lb)*22.0462)							
15									
16	TOTAL DEDUCCION (DLS/TON)								
17	BENEFICIOS	SI(PRECIO ZINC/0.4536*10<1100.200+(1100-PRECIO ZINC/0.4536*10)*0.081							
18		USD/Ton.SI(PRECIO ZINC/0.4536*10<1250.200+(1250-PRECIO ZINC/0.4536*10-1100)*0.13							
19		USD/Ton.220+(PRECIO ZINC/0.4536*10-1250)*0.13 USD/Ton)							
20									
21	REFINACION DE CADMIO	LIQUIDACION DE CADMIO/PRECIO DEL CADMIO *81.48 cUSD/lb.							
22									
23	PENALIZACIONES.								
24	FERRO	(LEY DE FIERRO - 8%)/0.5% * 0.573 USD POR CADA 0.5% ADICIONAL A 8%.							
25	ARSENICO	(LEY DE ARSENICO - 2%)/1.0% * 1.5 USD POR CADA 1.0% ADICIONAL A 2.0%							
26	MERCURIO	(LEY DE MERCURIO - 0.1%)/0.1% * 1.0 USD POR CADA 0.1% ADICIONAL A 0.1%							
27	VALOR NETO LIQ. (DLS/TON)								
28									
29	CONCENTRADO DE COBRE								
30									
31	TOTAL DE ABONOS (DLS/TON)								
32	LIQ. ORO	MIN((LEY ORO - 1grs/Ton). LEY ORO*95%)*(PRECIO ORO/31.1035							
33	LIQ. PLATA	MIN((LEY PLATA - 50grs/Ton). LEY PLATA*95%)*(PRECIO PLATA/31.1035							
34	LIQ. COBRE	MIN((LEY COBRE - 0.5%), LEY COBRE*95%)*(PRECIO COBRE*22.0462							
35	LIQ. PLOMO	MIN((LEY PLOMO - 1.5%), LEY COBRE*60%)*(PRECIO PLOMO*22.0462 USD/TON -							
36		11.00 USD/TON)							
37									
38	TOTAL DEDUCCION (DLS/TON)								
39	BENEFICIOS	SE USA 110 USD/TON							
40	REFINACION DE ORO	LIQUIDACION DE ORO/PRECIO DEL ORO *2.0 USD/Oz							
41	REFINACION DE PLATA	LIQUIDACION DE PLATA/PRECIO DEL PLATA *0.3 USD/Oz							
42	REFINACION DE COBRE	LIQUIDACION DE COBRE/PRECIO DEL COBRE *12.2 cUSD/lb.							
43									
44	PENALIZACIONES.								
45	ARSENICO	(LEY DE ARSENICO - 4.5%)/0.5% * 1.5 USD							
46	VALOR NETO LIQ. (DLS/TON)								

En las figuras anteriores se muestran las formulas propuestas para el modelo, las cuales se tendran que adecuar a la dirección del dato, es decir, si la ley de plata en el concentrado de plomo esta en la celda A145, entonces se usara la expresión " $=\min(A145-50, A145*0.95)$ " la cual significa "selecciona el valor minimo al comparar el resultado de las dos expresiones, en este caso disminución de la ley en 50 unidades o multiplicar esta por 95%.

Una vez determinados los valores netos de liquidación, se elabora una cedula que consolide los datos antes calculados, y que muestre volúmenes de producción de concentrados así como los ingresos esperados por la venta de estos, recordando que las anteriores determinaciones se efectuarán en base a tonelada de concentrado; la figura siguiente muestra esta consolidación:

FIG. 5.8 CONSOLIDACIÓN DE LIQUIDACIONES

A	B	C	D	E	F	G	H	I	J
121	NOMBRE DE LA EMPRESA QUE REALIZA EL ANALISIS								
122	PROYECTO.								
123	RESUMEN DE DATOS:								
124									
125	PERIODO	1996	1997	1998	1999	2000	2001	2002	
126	PERIODO RELATIVO	-2	-1	0	1	2	3	4	
127									
128									
129	VOLUMEN DE MINERAL EXTRAIDO (TON.)			225,000	270,000	300,000	300,000	300,000	
130									
131	VOLUMEN DE PRODUCCION (TON)								
132	CONCENTRADO DE PLOMO		7,451	8,941	10,990	10,090	10,090	10,090	
133	CONCENTRADO DE ZINC		22,835	28,222	32,289	32,289	32,289	32,289	
134	CONCENTRADO DE COBRE		1,663	1,996	2,363	2,552	2,552	2,552	
135	PRECIO (DLS/TON)								
136	CONC. DE PLOMO		742	867	1,033	1,061	1,061	1,061	
137	CONC. DE ZINC		264	255	240	234	234	234	
138	CONC. DE COBRE		1,041	1,042	1,059	1,197	1,197	1,197	
139	VALOR DE LAS VENTAS TOTALES (EN MILES USD)								
140	CONC. DE PLOMO		5,529	7,755	10,425	10,703	10,703	10,703	
141	CONC. DE ZINC		6,028	7,185	7,740	7,551	7,551	7,551	
142	CONC. DE COBRE		1,732	2,079	2,503	3,054	3,054	3,054	
143	TOTAL		13,289	17,018	20,668	21,308	21,308	21,308	

### 5.3. Estimación de costos de operación.

Según lo expresado en el capítulo 2, los costos de operación representan las erogaciones que se realizarán para la manufactura de un cierto producto, en este caso concentrados. La forma más usual de manejar estos datos es agruparlos de la siguiente manera:

Por área:

- Mina
- Planta de beneficio
- Administración

Y después por concepto:

- ◆ Supervisión
- ◆ Mano de Obra
- ◆ Materiales
- ◆ Fuerza

Por otro lado, el concepto de costos variables y fijos se aplica a el hecho de la variación con respecto a la producción, de ahí que, en el caso del costos administrativos se opte por considerarlos fijos, no así todos los conceptos involucrados en la mina y la planta de beneficio.

A continuación se muestra la hoja de cálculo con las determinaciones de estos conceptos:

Fig. 5.9 DETERMINACIÓN DE LOS COSTOS DE OPERACIÓN EN LA MINA

	A	B	C	E	F	G	H	I	J	
1	PROYECTO BISMARCK									
2	DETERMINACIÓN DE LOS COSTOS DE OPERACIÓN									
3	ÁREA: MINA									
4										
5	SUPERVISIÓN:									
6										
7	EMP.	DESCRIPCIÓN	No. DE	SUELDO	SUELDOS	PREST./MES	TOTAL	TOTAL	TOTAL	
8	TURNOS		TURNOS	MES	NS POR MES	NS	POR MES	POR AÑO	POR AÑO	
9						70%	NS	000 NS	USD	
10	1	SUPERINTENDENTE DE MINA	1	7.000	7.000	4.904	11.904	143	21.977	
11	1	SUPERVISOR DE TURNO	3	5.000	15.000	10.509	25.509	306	47.093	
12	1	CAPATAZ	3	4.000	12.000	8.407	20.407	245	37.674	
13	1	TOPOGRAFO	2	4.000	8.000	5.605	13.605	163	25.116	
14	1	SUPERINTENDENTE GEOLOGI	1	7.000	7.000	4.904	11.904	143	21.977	
15	1	GEOLOGOS	2	5.000	10.000	7.006	17.006	204	31.395	
16	1	JEFE DE MANTENIMIENTO	3	5.000	15.000	10.509	25.509	306	47.093	
17	1	SUPERV SEGURIDAD	3	4.000	12.000	8.407	20.407	245	37.674	
18										
19	EMPLEADOS TOTALES		18				250	1.755	270.000	

	A	B	C	E	F	G	H	I	J
21	<b>MANO DE OBRA</b>								
22									
23	EMP.	DESCRIPCIÓN	No. DE	SUELDO	SUELDOS	PREST./MES	TOTAL	TOTAL	TOTAL
24	TURNO	OPERACIÓN INVOLUCRADA	TURNOS	MES	NS POR MES	NS	POR MES	POR AÑO	POR AÑO
25				POR MES		55%	NS	000 NS	USD
26	10	EXPLOTACION DE MINA	3	3250	97,500	53,482	150,992	1,812	278,735
27	5	DESARROLLO DE MINA	3	2500	37,500	20,570	58,070	697	107,206
28	5	EXPLORACIÓN	2	1800	18,000	9,874	27,874	334	51,459
29									
30	OBREROS TOTALES		55				236,925	2,843	437,400

Respecto de los materiales como ya fue mencionado, la determinación del monto de éstos es una materia muy enfocada a la especialidad de ingeniería en minas, como una guía para la determinación de este concepto se incluye una lista de los principales rubros que componen este concepto.

- \* Explosivos
- \* Diesel o gasolina
- \* Materiales consumibles (estopas, aceites, grasas, etc.)
- \* Equipos de seguridad (filtros para mascarillas, botas, lamparas, cascos de seguridad, overoles, etc.)

Los valores típicos para este concepto son del orden de 6.5 a 7.0 usd/ton. de mineral.

En el caso de el concepto de fuerza los conceptos incluidos se refieren a los consumos de electricidad de los diferentes equipos rotativos y móviles (en algunas minas), a continuación se presenta la hoja de cálculo usada para está determinación.

	A	B	C	D	E	F	G
5	<b>FUERZA</b>						
6						CONSUMO	
7	DESCRIPCIÓN DEL EQUIPO	NO. DE	POTENCIA	HORAS	TURNOS	X EQUIPOS	USD/AÑO
8		EQUIPOS	POR EQUIPO	POR TURNO	POR DÍA		0.057
9							USD/KWH
10	BOMBAS DE "ACHIQUE"	4	50	4	3	591,045	33,690
11	VENTILADORES	2	50	8	3	591,045	33,690
12	MALACATE	1	250	4	3	738,806	42,112
13	COMPRESORES	3	75	8	3	1,329,851	75,801
14	ILUMINACIÓN (KWS)	LOTE	10	8	3	59,104	3,359
15							
16							188,662

Es importante mencionar que se están considerando 330 días de operación con respecto al costo por kwh es un promedio del encontrado en está industria. Así mismo es de recalcar que algunos proyectos generan su propia energía, para tal caso los costos incurridos se reflejan como consumos de diesel ó gas (ya sea para maquinas generadoras o turbinas respectivamente).

Para el caso de la planta de beneficio las hojas de cálculo respectivas son las siguientes:

Fig. 5.10 DETERMINACIÓN DE LOS COSTOS DE OPERACIÓN EN LA PLANTA DE BENEFICIO

	A	B	C	E	F	G	H	I	J
33	AREA: PLANTA DE BENEFICIO								
34									
35	SUPERVISIÓN:								
36									
37	EMP.	DESCRIPCIÓN	No. DE	SUELDO	SUELDOS	PREST./MES	TOTAL	TOTAL	TOTAL
38	TURNOS		TURNOS	MES	NS POR MES	NS	POR MES	POR AÑO	POR AÑO
39						70%	NS	000 NS	USD
40	1	SUPERINTENDENTE DE PLANT	1	7,000	7,000	4,904	11,904	143	21,977
41	1	METALURGISTA	2	5,500	11,000	7,706	18,706	224	34,535
42	1	JEFES DE TURNO	3	4,000	12,000	8,407	20,407	245	37,674
43	2	ANALISTAS	2	3,000	12,000	8,407	20,407	245	37,674
44	1	JEFE DE MANTENIMIENTO	1	5,000	5,000	3,503	8,503	102	15,698
45									
46	EMPLEADOS TOTALES		11				79,927	959	147,558
47									
48	MANO DE OBRA								
49									
50	EMP.	DESCRIPCIÓN	No. DE	SUELDO	SUELDOS	PREST./MES	TOTAL	TOTAL	TOTAL
51	TURNOS	OPERACIÓN INVOLUCRADA	TURNOS	MES	NS POR MES	NS	POR MES	POR AÑO	POR AÑO
52							NS	000 NS	USD
53	2	QUEBRADO	3	3350	10,050	10,696	30,196	352	55,747
54	3	MOLIENDA	3	2500	22,500	12,342	34,842	418	64,324
55	2	FLOTACIÓN	3	1800	10,800	5,924	16,724	201	30,875
56	3	MANEJO DE CONCENTRADOS	2	1500	9,000	9,937	13,937	167	25,729
57	OBREROS TOTALES		27				81,762	981	176,675
58									

El concepto de materiales está influenciado en gran parte por el consumo de reactivos, estos a su vez los calculan los proveedores de estos productos, en conjunto con los metalurgistas del proyecto los principales rubros son:

- \* Reactivos
- \* Diesel o gasolina
- \* Materiales consumibles (estopas, aceites, grasas, etc.)
- \* Equipos de seguridad (filtros para mascarillas, botas, lamparas, cascos de seguridad, overoles, etc.)

Los valores típicos para este concepto son del orden de 3.9 a 5.3 usd/ton. de mineral, el amplio rango obedece al hecho de que existen operaciones que involucran el uso de cianuro de sodio, reactivo muy caro, usado para la lixiviación de metales preciosos.

En el caso del consumo de energía eléctrica (fuerza) los conceptos incluidos se refieren a los consumos de electricidad de los diferentes equipos rotativos, a continuación se presenta la hoja de cálculo usada para esta determinación.





	A	B	C	D	E	F	G	H
19	<b>COSTO OPERACION PLANTA DE BENEFICIO</b>							
20	SUPERVISION	-	-	148	177	197	197	197
21	MANO DE OBRA	-	-	177	212	236	236	236
22	MATERIALES	-	-	864	1,037	1,152	1,152	1,152
23	FUERZA	-	-	760	912	1,013	1,013	1,013
24	TOTAL PLANTA DE BENEFICIO			1,948	2,337	2,597	2,597	2,597
25								
25	<b>COSTO TOTAL DE OPERACION MINAS Y PLANTAS EN MILES DE USD</b>							
27	SUPERVISION	-	-	418	501	557	557	557
28	MANO DE OBRA	-	-	614	737	819	819	819
29	MATERIALES	-	-	2,070	2,484	2,760	2,760	2,760
30	FUERZA	-	-	948	1,138	1,264	1,264	1,264
31	COSTO TOTAL MILES DE USD			4,050	4,860	5,400	5,400	5,400
32								
33	<b>COSTO TOTAL DE OPERACION MINAS Y PLANTAS EN USD/TON DE MINERAL PROCESADO</b>							
34	SUPERVISION	-	-	2.32	2.32	2.32	2.32	2.32
35	MANO DE OBRA	-	-	3.41	3.41	3.41	3.41	3.41
36	MATERIALES	-	-	11.50	11.50	11.50	11.50	11.50
37	FUERZA	-	-	5.27	5.27	5.27	5.27	5.27
38	TOTAL			22.50	22.50	22.50	22.50	22.50
39								
40	<b>COSTOS GENERALES O ADMINISTRATIVOS</b>							
41	TOTAL ADMINISTRATIVOS			936	1,123	1,248	1,248	1,248
42								

#### 5.4. Estimación de inversión.

La inversión en un proyecto minero está compuesta de los siguientes gastos:

- ✓ Gastos preoperativos o de desarrollo de mina y del lugar.
- ✓ Compra e instalación de equipo de mina.
- ✓ Compra e instalación de equipo de proceso para la planta de beneficio.
- ✓ Construcción de infraestructura urbana e industrial.
- ✓ Compra e instalación de equipos para mina o planta de beneficio para reposición durante la vida del proyecto.

Los gastos preoperativos o de desarrollo de mina y del lugar, han estado siendo registrados a los largo de 5 años, determinándose las siguientes cantidades:

TABLA 5.1 DESGLOSE DE GASTOS PREOPERATIVOS

CONCEPTO	GASTOS PREOPERATIVOS EN 000 USD
INVESTIGACIÓN	510.4
CONSTRUCCIONES TEMPORALES	654.40
DESARROLLO DE MINA	2,686.67
EQUIPO DE MINA	2,223.30
INFRAESTRUCTURA URBANA E INDUSTRIAL	836.50
GENERACIÓN DE ENERGÍA ELECTRICA	144.60
GASTOS ADMINISTRATIVOS	236.20
TOTAL	7,292.07

El equipo requerido para la explotación de la mina se ha determinado de acuerdo a los estudios de ingeniería de minas, sin embargo aunque las capacidades son las correctas, el costo de este está basado en cotizaciones de diferentes fechas por cual se realiza los ajustes por tiempo usando los índices descritos en el capítulo 4, adicionalmente en el caso del equipo nacional se ajusto la paridad cambiaría.

El mecanismo usado fue el siguiente: para equipo nacional se uso el índice nacional de precios al consumidor, con lo cuál se ajusto el tiempo, posteriormente se aplico la paridad actual, para la conversión de nuevos pesos a dólares; para equipo importado se uso directamente los índices de Marshall & Swift (en específico del sector "mining and milling"), para lograr el ajuste por tiempo.

Los conceptos relacionados al montaje, fletes, permisos y seguros se englobaron y se considero un 20% adicional. En el caso de equipo móvil se eliminó la parte proporcional del montaje para lo cual se asignó un 14%.

El programa de erogación de está inversión, es el siguiente:

CONCEPTO	AÑO -2	AÑO-1
<i>INVERSIÓN EN LA MINA</i>	<i>70%</i>	<i>30%</i>

La figura 5.12, muestra la cédula para está estimación.

En base a la ingeniería básica desarrollada para la planta de beneficio se ha determinado el equipo básico necesario; la figura 5.13 muestra la lista de equipo por otro lado la cuantificación de este se muestra en la figura 5.14, la técnica usada fue la misma que para el equipo de mina.

Una vez realizada la cuantificación del equipo básico se procede a calcular la inversión total usando el método descrito en el capítulo 4, este procedimiento se muestra en la figura 5.15. El programa de erogaciones es el siguiente:

CONCEPTO	AÑO -2	AÑO-1
<i>INVERSIÓN EN PLANTA DE BENEFICIO</i>	<i>85%</i>	<i>15%</i>

Respecto a la infraestructura urbana e industrial, la cuantificación se realizo usando la técnica descrita en el párrafo anterior ; solo se variaron los porcentos dado que se involucran conceptos de mucha inversión como los son: presa de jales y colonia. Otro renglón de mucho peso lo representan los edificios auxiliares, colonia habitacional, presa de jales y obras de comunicación. La determinación de está inversión se muestra en la figura 5.16.

CONCEPTO	AÑO -2	AÑO-1
<i>INVERSIÓN EN INFRAESTRUCTURA URBANA E INDUSTRIAL</i>	<i>90%</i>	<i>10%</i>

El concepto de reinversión, se aplica a la compra e instalación de equipo durante la etapa operativa de las instalaciones, pueden también ser futuras expansiones ya sea de la mina o la planta de beneficio o sustituciones de equipo por desgaste.

De acuerdo a los antecedentes con otros proyectos las reinversiones en la mina se pueden cuantificar tomando un 46% de la inversión inicial, está se reparte generalmente en 4 años, en los siguientes porcentajes 47%, 29%, 21% y 3%, en los siguientes 4 años se procede de igual forma. Las reinversiones inician en el tercer año de operación.

En el caso de la planta de beneficio las reinversiones inician en el segundo año, y son del orden de 5% de la inversión y aplican a lo largo de la vida del proyecto. En el caso de la infraestructura generalmente se usa 1% de la inversión inicial por año, iniciándose a partir del año 4 de operación, también se aplica durante la vida del proyecto.

Los programas de reinversiones para este proyecto se muestran en la figura 5.17, cabe hacer la aclaración de estas reinversiones se consideran al realizar los calculos de depreciación.

El resumen de erogaciones iniciales y las reinversiones se muestra en la figura 5.18.

En la figura 5.19 se muestra el consolidado de los gastos preoperativos así como de las inversiones y reinversiones, el cual también se enlaza con el modelo de evaluación.

Fig. 5 12 ESTIMADO DE INVERSIÓN DE EQUIPO PARA MINA Y TOTAL PARA OBRA MINERA

	A	B	C	D	E	F	G	H	I	J	K	
1	PROYECTO BISMARCK											
2	ESTIMADO DE INVERSIÓN											
3	CIFRAS EN USD											
4												
5	INPC. MEX. ACTUAL	42789.56										
6	M & S INDEX. ACTUAL	1045.26										
7	PARIDAD ACTUAL NS/USD	6.35										
8	COSTO INSTALACIÓN EQ. FIJO	0.2										
9	COSTO INSTALACIÓN EQ. MOVIL	0.14										
10												
11	- LOS EQUIPOS DE PROCEDENCIA NACIONAL ESTAN CUANTIFICADOS EN NPESOS											
12												
13												
14	CIFRAS EN USD											
15	C O N C E P T O	CANTIDAD	PRECIO UNITARIO	PROCEDE- CIA EQUIPO	FECHA COTIZACIÓN	PARIDAD NS/USD	INPC. MEX	M & S	COSTO EQUIPO C/AJUSTE	CTO. DE INSTALA- CION	COSTO EQ. INSTA- LADO	
16												
17												
18	SCOOP. TRAJI CAP 2 8 yd <sup>3</sup>	3	161,000	EXT.	MAR 92	3 0852	31,047 40	975 50	517,540	72,456	589,996	
19	SCOOP. TRAJI CAP 3 5 yd <sup>3</sup>	8	196,600	EXT.	ABR 91	2 5923	26,854 40	964 30	1,704,848	238,679	1,943,527	
20	MUN. TIPOPERFORADORA	4	284,050	EXT.	JUN 93	3 2564	34,877 10	1,002 70	1,184,426	165,620	1,350,246	
21	PERFORADORA	1	188,000	EXT.	ENE 94	3 3424	36,348 10	1,026 70	191,399	26,796	218,194	
22	COMPRESOR 1500 CFM	2	116,000	EXT.	NOV 93	3 3176	35,795 60	1,010 56	239,966	47,993	287,960	
23	PERFORADORAS DE PIE	29	5,500	EXT.	SEP 91	3 0536	28 113 30	964 30	172,891	24,205	197,096	
24	VENTILADOR DE 100 CFM	4	156,259	NAC.	MAR 93	3 2200	34,287 10	988 25	122,863	24,573	147,436	
25	BOMBAS CENTRIFUGA 300 GPM	5	45,450	NAC.	MAR 93	3 2200	34,287 10	968 25	44,662	8,932	53,595	
26	QUEBRADORA DE QUIJADA	1	169,861	EXT.	DIC 94	3 6800	38 611 90	1,038 10	171,053	34,211	205,263	
27	CARRROS DE MINA	10	67,600	NAC.	JUN 93	3 2564	34,877 10	1,002 70	130,608	18,285	148,893	
28	TOLVA DE 6 M <sup>3</sup>	12	67,182	NAC.	JUL 93	3 2684	35,044 70	1,002 70	155,016	31,003	186,019	
29	ESTACION DE VOLCADO FERRO	1	50,925	EXT.	NOV 94	3 4800	38 273 20	1,030 60	51,679	10,336	62,015	
30	EQUIPO P/TRANSP PERSONAL	3	5,487	EXT.	OCT 94	3 4500	38,072 70	1,030 00	16,705	2,339	19,044	
31	LOCOMOTORA A DIESEL	2	136,290	EXT.	MAY 94	3 3800	37,081 10	1,026 70	277,508	38,851	316,359	
32	INSTRUMENTADOR DE DRUGAS	1	307,540	NAC.	ENE 92	3 0794	30,374 70	971 36	68,315	13,663	81,978	
33	EQUIPO PARA COLOC. EXP	2	385,500	NAC.	FEB 92	3 0822	30,734 60	978 45	169,040	23,666	192,706	
34												
35	SUBTOTAL :											
36										5,218,521	781,806	6,000,327
37	DESARROLLO DE LA OBRA MINERA PARA EXPLOTACIÓN:											
38												
39	CRUCEROS Y CAMINOS	20.00% DEL COSTO EQUIPO INSTALADO									1,200,065	
40	RAMPAS	15.00% DEL COSTO EQUIPO INSTALADO									900,049	
41	POZOS	23.00% DEL COSTO EQUIPO INSTALADO									1,380,075	
42	CONTRAPOZOS	15.00% DEL COSTO EQUIPO INSTALADO									900,049	
43	OTRAS EXCAVACIONES	15.00% DEL COSTO EQUIPO INSTALADO									900,049	
44												
45	CONTINGENCIAS:	7.50%									846,046	
46												
47	TOTAL:											
												12,972,707

FIG. 5.13 LISTA DE EQUIPO. PLANTA DE BENEFICIO

<b>PROYECTO: BISMARK</b> <b>AREA: ALMACENAMIENTO DE GRUESOS</b>	REV.			
	POR			
	FECHA			

CLAVE	DESCRIPCION	ORDEN DE COMPRA	PROVEE-DOR	MOTOR HP	PESO KGS.
TB-01	TRANSPORTADOR DE BANDA REVERSIBLE CAPACIDAD: 100 TON/HR DIMENSIONES: 30" ANCHO X 10 m			7.5	
TB-02	TRANSPORTADOR DE BANDA CAPACIDAD: 100 TON/HR DIMENSIONES: 30" ANCHO X 25 m			10	
AB-01	ALIMENTADORES DE BANDA CAPACIDAD 100 TON/HR DIMENSIONES 24" ANCHO X 5 m			3	
AB-02	ALIMENTADORES DE BANDA CAPACIDAD. 100 TON/HR DIMENSIONES 24" ANCHO X 5 m			3	
AB-03	ALIMENTADORES DE BANDA CAPACIDAD: 100 TON/HR DIMENSIONES. 24" ANCHO X 5 m			3	
AB-04	ALIMENTADORES DE BANDA CAPACIDAD: 100 TON/HR DIMENSIONES 24" ANCHO X 5 m			3	

<b>PROYECTO: BISMARCK</b> <b>AREA: TRITURACIÓN Y CRIBADO</b>	REV.			
	POR			
	FECHA			

CLAVE	DESCRIPCIÓN	ORDEN DE COMPRA	PROVEEDOR	MOTOR HP	PESO KGS.
QC-01	QUEBRADORA DE CONO ESTANDARD TAMAÑO 4" CAPACIDAD: 100 TON/HR			200	
QC-02	QUEBRADORA DE CONO CABEZA CORTA TAMAÑO 4' 1/2" CAPACIDAD: 100 TON/HR			150	
CR-01	CRIBAS VIBRATORIAS DOS CAMAS DE SEPARACION. CAP. 95.5 TPH DIMENSIONES: 5' ANCHO X 12' DE LARGO			15	
CR-01	CRIBAS VIBRATORIAS DOS CAMAS DE SEPARACION. CAP. 95.5 TPH DIMENSIONES: 5' ANCHO X 12' DE LARGO			15	
TB-03	TRANSPORTADOR DE BANDA CAPACIDAD: 100 TON/HR DIMENSIONES: 30' ANCHO X 38 m			5	
TB-04	TRANSPORTADOR DE BANDA CAPACIDAD: 100 TON/HR DIMENSIONES: 30' ANCHO X 40 m			7.5	
TB-05	TRANSPORTADOR DE BANDA CAPACIDAD: 100 TON/HR DIMENSIONES: 30' ANCHO X 25 m			5	
TB-05	TRANSPORTADOR DE BANDA CAPACIDAD: 100 TON/HR DIMENSIONES: 30' ANCHO X 35 m			5	



<b>PROYECTO: BISMARCK</b> <b>AREA: ALMACENAMIENTO DE FINOS</b>	REV.			
	POR			
	FECHA			

CLAVE	DESCRIPCION	ORDEN DE COMPRA	PROVEEDOR	MOTOR HP	PESO KGS.
TB-07	TRANSPORTADOR DE BANDA REVERSIBLE CAPACIDAD: 100 TON/HR DIMENSIONES: 30" ANCHO X 5 m			10	
TV-01	TOLVAS DE FINOS CAPACIDAD: 400 TON DIMENSIONES: 7 m. DIAM. X 4 55 m. T.T.				
TV-02	TOLVAS DE FINOS CAPACIDAD: 400 TON DIMENSIONES: 7 m. DIAM. X 4 55 m. T.T.				
AB-05	ALIMENTADORES DE BANDA CAPACIDAD: 41 TON/HR DIMENSIONES: 24" ANCHO X 3 m			1.5	
AB-05	ALIMENTADORES DE BANDA CAPACIDAD: 41 TON/HR DIMENSIONES: 24" ANCHO X 3 m			1.5	
TB-08	TRANSPORTADOR DE BANDA CAPACIDAD: 41 TON/HR DIMENSIONES: 24" ANCHO X 7.5 m			7.5	

PROYECTO: BISMARK AREA: MOLIENDA	REV.			
	POR			
	FECHA			

CLAVE	DESCRIPCION	ORDEN DE COMPRA	PROVEEDOR	MOTOR HP	PESO KGS.
MO-01	MOLINO DE BOLAS CAPACIDAD: 51 TON/HR DIMENSIONES 10 5' DIAM. X 15' LARGO			800	
B-01	BOMBAS DE LODOS TAMAÑO 8" X 5" CAPACIDAD: 2.000 lpm. TDH = 42.5 m.			100	
B-02	BOMBAS DE LODOS TAMAÑO 8" X 5" CAPACIDAD 2.000 lpm. TDH = 42.5 m			100	
H-01	HIDROCICLONES 4 ARREG PARAL 10" BATERIA DE 4 HIDRO ARREG EN PARALELO DIMENSIONES 10" DIAM CAP 2.900 lpm				

<b>PROYECTO: BISMARCK</b> <b>AREA: FLOTACIÓN</b>	REV.			
	POR			
	FECHA			

CLAVE	DESCRIPCION	ORDEN DE COMPRA	PROVEEDOR	MOTOR HP	PESO KGS.
BF-01	BANCO DE FLOTACION PRIMARIA P/PLOMO NO.UNIDADES =4 CAPACIDAD/UNIDAD = 100 PIES3			4 / 15 60	
BF-02	BANCO DE FLOTACION AGOTATIVA P/PLOMO NO.UNIDADES =4 CAPACIDAD/UNIDAD = 50 PIES3			4 / 10 40	
BF-03	BANCO DE FLOTACION LIMPIAS P/PLOMO NO.UNIDADES =5 CAPACIDAD/UNIDAD = 50 PIES3			4 / 10 40	
B-03	BOMBA VERT.P/ESPUMAS. TAMAÑO: 2.5" X 50" CAPACIDAD: 493 lpm , TDH = 8.59 m.			5	
B-04	BOMBA VERT.P/ESPUMAS. TAMAÑO: 2.5" X 50" CAPACIDAD: 493 lpm , TDH = 8.59 m.			5	
BF-04	BANCO DE FLOTACION PRIMARIA P/ZINC NO.UNIDADES =4 CAPACIDAD/UNIDAD = 100 PIES3			4 / 15 60	
BF-05	BANCO DE FLOTACION AGOTATIVA P/ZINC NO.UNIDADES =4 CAPACIDAD/UNIDAD = 50 PIES3			4 / 10 40	
BF-05	BANCO DE FLOTACION LIMPIAS P/ZINC NO.UNIDADES =5 CAPACIDAD/UNIDAD = 50 PIES3			4 / 10 40	
B-05	BOMBA VERT.P/ESPUMAS. TAMAÑO 2.5" X 50" CAPACIDAD: 493 lpm , TDH = 8.59 m.			5	
B-05	BOMBA VERT.P/ESPUMAS. TAMAÑO 2.5" X 50" CAPACIDAD: 493 lpm , TDH = 8.59 m.			5	
BF-07	BANCO DE FLOTACION PRIMARIA P/COBRE NO.UNIDADES =4 CAPACIDAD/UNIDAD = 100 PIES3			4 / 15 60	
BF-08	BANCO DE FLOTACION AGOTATIVA P/COBRE NO.UNIDADES =4 CAPACIDAD/UNIDAD = 50 PIES3			4 / 10 40	
BF-09	BANCO DE FLOTACION LIMPIAS P/COBRE NO.UNIDADES =4 CAPACIDAD/UNIDAD = 50 PIES3			4 / 10 40	

<b>PROYECTO: BISMARCK</b> <b>AREA: FLOTACIÓN</b>	REV.			
	POR			
	FECHA			

CLAVE	DESCRIPCIÓN	ORDEN DE COMPRA	PROVEEDOR	MOTOR HP	PESO KGS.
B-07	BOMBA VERT.P/ESPUMAS. TAMAÑO: 2.5" X 50" CAPACIDAD: 493 lpm , TDH = 8.59 m.			5	
B-08	BOMBA VERT.P/ESPUMAS. TAMAÑO: 2.5" X 50" CAPACIDAD: 493 lpm , TDH = 8.59 m.			5	
TA-01	TANQUE ACONDICIONADOR PLOMO TAMAÑO: 10'x 10' ALT. CAPACIDAD: 34.8 m3			10	
TA-02	TANQUE ACONDICIONADOR ZINC TAMAÑO: 10'x 10' ALT. CAPACIDAD: 34.8 m3			10	
TA-03	TANQUE ACONDICIONADOR COBRE TAMAÑO: 10'x 10' ALT. CAPACIDAD: 34.8 m3			10	
B-07	BOMBA HORIZ.P/JALES. TAMAÑO: 5" X 4" CAPACIDAD: 3,517 lpm , TDH = 75 m.			150	
B-08	BOMBA HORIZ.P/JALES. TAMAÑO: 5" X 4" CAPACIDAD: 3,517 lpm , TDH = 75 m.			150	

<b>PROYECTO: BISMARCK</b> <b>AREA: ESPESAMIENTO Y FILTRACIÓN DE</b> <b>CONCENTRADOS</b>	REV.			
	POR			
	FECHA			

CLAVE	DESCRIPCION	ORDEN DE COMPRA	PROVEEDOR	MOTOR HP	PESO KGS.
EP-01	ESPESADOR CONCENTRADO DE PLOMO TAMAÑO: 20' ø x 10' long. AREA ASENT. 29.18 m2.			1.5	
EP-02	ESPESADOR CONCENTRADO DE ZINC TAMAÑO: 20' ø x 10' long. AREA ASENT. 29.18 m2.			1.5	
EP-03	ESPESADOR CONCENTRADO DE COBRE TAMAÑO: 20' ø x 10' long. AREA ASENT. 29.18 m2.			1.5	
B-09	BOMBA DIAFRAGMA. P/BAJO FLUJO. PLOMO TAMAÑO: 2" CAPACIDAD: 2 m3/hr			0.5	
B-10	BOMBA DIAFRAGMA. P/BAJO FLUJO. ZINC TAMAÑO: 2" CAPACIDAD: 2 m3/hr			0.5	
B-11	BOMBA DIAFRAGMA. P/BAJO FLUJO. COBRE TAMAÑO: 2" CAPACIDAD: 2 m3/hr			0.5	
TA-04	TANQUE AGITADO P/BALANCE PLOMO TAMAÑO: . 3.5'ø X 5' ALT. CAPACIDAD: 1.42 m3			15	
TA-05	TANQUE AGITADO P/BALANCE ZINC TAMAÑO: . 3.5'ø X 5' ALT. CAPACIDAD: 1.42 m3			15	
TA-05	TANQUE AGITADO P/BALANCE COBRE TAMAÑO: . 3.5'ø X 5' ALT. CAPACIDAD: 1.42 m3			15	
B-12 A 18	BOMBA ALTA PRESION TAMAÑO: 2" X 1.5" CAPACIDAD: 2 m3/hr TDH = 23 m			5 / 15 75	
F-01 A 03	FILTRO DE PLACAS AREA FILTRACIÓN = 37 m2. CAPACIDAD: 5 TPH			3 / 10 30	
TB-01	TRANSP.BANDA HORIZONTAL 18" X 5.0 m. CAPACIDAD: 5.0 TON/HR DIMENSIONES: 18" ANCHO X 5 m.			3	
TB-01	TRANSP.BANDA HORIZONTAL 18" X 5.0 m. CAPACIDAD: 5.0 TON/HR DIMENSIONES: 18" ANCHO X 5 m.			3	
TB-01	TRANSP.BANDA HORIZONTAL 18" X 5.0 m. CAPACIDAD: 5.0 TON/HR DIMENSIONES: 18" ANCHO X 5 m.			3	

FIG. 5.14 ESTIMADO DE INVERSIÓN DE EQUIPO. PLANTA DE BENEFICIO

	A	B	C	D	E	F	G	H	I	J	K
1	PROYECTO BISMARCK										
2	ESTIMADO DE INVERSIÓN. EQUIPO BÁSICO										
3	CIFRAS EN USD										
4											
5	INPC. MEX. ACTUAL		42,789.56								
6	M & S INDEX. ACTUAL		1,045.26								
7	PARIDAD ACTUAL N\$/USD		6.35								
8	COSTO INSTALACIÓN EQ. FIJO		0.2								
9	COSTO INSTALACIÓN EQ. MOVIL		0.14								
10											
11	- LOS EQUIPOS DE PROCEDENCIA NACIONAL ESTAN CUANTIFICADOS EN NPESOS										
12											
13	AREA: ALMACENAMIENTO DE GRUESOS										
14											
15									CIFRAS EN USD		
16	CONCEPTO	CANTI-	PRECIO	PROCEDEN-	FECHA	PARIDAD	INPC. MEX.	M & S	COSTO	CTO. DE	COSTO
17		DAD	UNITARIO	CIA EQUIPO	COTIZACIÓN	N\$/USD			EQUIPO	INSTALA-	TOTAL
18									C/AJUSTE		
19	TRASP BANDA REVERSIBLE. 30" X 10 m.	1	88,404	NAC	JUN.91	3.0852	31,047.40	960.30	19,187	3,837	23,025
20	TRASP BANDA INCLINADO. 30" X 60 m.	1	432,111	NAC	JUN.91	2.9923	26,854.40	960.30	108,429	21,686	130,114
21	TRASP BANDA HORIZONTAL 30" X 25 m.	1	132,531	NAC	JUN.91	3.2564	34,877.10	960.30	25,606	5,121	30,727
22	ALIMENTADORES DE BANDA. 24" X 5 m.	4	101,521	NAC	JUN.91	3.3424	36,348.10	960.30	75,283	15,057	90,340
23	SUBTOTAL:								228,505	45,701	274,206
24	AREA: TRITURACIÓN Y CRIBADO										
25											
26											
27	CONCEPTO	CANTI-	PRECIO	PROCEDEN-	FECHA	PARIDAD	INPC. MEX.	M & S	COSTO	CTO. DE	COSTO
28		DAD	UNITARIO	CIA EQUIPO	COTIZACIÓN	N\$/USD			EQUIPO	INSTALA-	TOTAL
29									C/AJUSTE		
30	QUEBRADORA SEC. CONO. 4" DIAM.	1	165,280	EXT	AGO.91	3.0374	27,836.00	964.30	179,156	35,831	214,988
31	QUEBRADORA TERC. CONO. 4" 1/4"	1	215,570	EXT	AGO.91	3.0374	27,836.00	964.30	233,669	46,734	280,402
32	CRIBAS VIBRATORIAS 5' X 12'	2	26,430	EXT	MAR.91	2.975	26,576.00	952.30	58,020	11,604	69,624
33	TRASP BANDA HORIZONTAL 30" X 38 m.	1	173,986	NAC	JUN.91	3.0122	27,401.00	960.30	42,787	8,557	51,345
34	TRASP BANDA HORIZONTAL 30" X 40 m.	1	179,885	NAC	JUN.91	3.0122	27,401.00	960.30	44,238	8,848	53,086
35	TRASP BANDA HORIZONTAL 30" X 25 m.	1	132,531	NAC	JUN.91	3.0122	27,401.00	960.30	32,592	6,518	39,111
36	TRASP BANDA INCLINADO 30" X 35 m.	1	304,398	NAC	JUN.91	3.0122	27,401.00	960.30	74,858	14,972	89,830
37	SUBTOTAL:								665,320	133,064	798,384

	A	B	C	D	E	F	G	H	I	J	K
37	AREA: ALMACENAMIENTO DE FINOS										
38											
39	CONCEPTO	CANTIDAD	PRECIO UNITARIO	PROCEDENCIA EQUIPO	FECHA COTIZACIÓN	PARIDAD N\$/USD	INPC. MEX	M & S	COSTO EQUIPO	CTO. DE INSTALACION	COSTO TOTAL
40											
41									CAJAJUSTE		
42	TRANSP.BANDA REVERSIBLE. 30" X 5 m.	1	259,352	NAC	JUN.91	3.0122	27,836.00	960.30	62,784	12,557	75,340
43	TOLVAS DE ALMACENAMIENTO. CAP.400 Ton	2	190,014	NAC	JUN.91	3.0122	27,836.00	960.30	91,997	18,399	110,396
44	ALIMENTADORES DE BANDA. 24" X 3 m.	2	72,837	NAC	ENE.91	2.953	25752.8	952.30	38,117	7,623	45,741
45	TRANSP.BANDA HORIZONTAL 24" X 7.5 m.	1	60,596	NAC	JUN.91	3.0122	27,836.00	960.30	14,669	2,934	17,603
46	SUBTOTAL:								207,567	41,513	249,080
47											
48	AREA: MOLIENDA										
49											
50	CONCEPTO	CANTIDAD	PRECIO UNITARIO	PROCEDENCIA EQUIPO	FECHA COTIZACIÓN	PARIDAD N\$/USD	INPC. MEX	M & S	COSTO EQUIPO	CTO. DE INSTALACION	COSTO TOTAL
51											
52	MOLINO DE BOLAS. 10.5" DIAM. X 15"	1	310,000	EXT	DIC.94	3.68	38,611.00	1,038.11	312,135	62,427	374,562
53	BOMBAS DE LODOS. 8" X 6"	2	6,175	EXT	MAY.91	3.001	27,116.90	964.30	13,387	2,677	16,064
54	HIDROCICLONES. 4 ARREG.PARAL. 10"	1	29,298	EXT	MAR.91	2.975	26,576.00	952.30	32,158	6,432	38,590
55	SUBTOTAL:								357,680	71,536	429,216
56											
57	AREA: FLOTACION										
58											
59	CONCEPTO	CANTIDAD	PRECIO UNITARIO	PROCEDENCIA EQUIPO	FECHA COTIZACIÓN	PARIDAD N\$/USD	INPC. MEX	M & S	COSTO EQUIPO	CTO. DE INSTALACION	COSTO TOTAL
60											
61											
62	CELDAS FLOTACION PRIM. Pb. 100 PIES <sup>3</sup>	4	17,100	EXT	MAR.91	2.975	26,576.00	952.30	75,077	15,015	90,092
63	CELDAS FLOTACION AGOTAT. Pb. 60 PIES <sup>3</sup>	4	17,100	EXT	MAR.91	2.975	26,576.00	952.30	75,077	15,015	90,092
64	CELDAS FLOTACION LIMP. Pb. 60 PIES <sup>3</sup>	4	12,875	EXT	MAR.91	2.975	26,576.00	952.30	56,527	11,305	67,833
65	BOMBA VERT.P/ESPUMAS. 2.5" X 60"	2	10,978	NAC	MAY.91	3.001	27,116.90	964.30	5,456	1,091	6,547
66	CELDAS FLOTACION PRIM. Zn. 100 PIES <sup>3</sup>	4	17,100	EXT	MAR.91	2.975	26,576.00	952.30	75,077	15,015	90,092
67	CELDAS FLOTACION AGOTAT. Zn. 60 PIES <sup>3</sup>	4	17,100	EXT	MAR.91	2.975	26,576.00	952.30	75,077	15,015	90,092
68	CELDAS FLOTACION LIMP. Zn. 60 PIES <sup>3</sup>	6	12,875	EXT	MAR.91	2.975	26,576.00	952.30	84,791	16,958	101,749
69	BOMBA VERT.P/ESPUMAS. 2.0" X 60"	2	9,875	NAC	MAY.91	3.001	27,116.90	964.30	4,908	982	5,890
70	CELDAS FLOTACION PRIM. Cu. 100 PIES <sup>3</sup>	4	17,100	EXT	MAR.91	2.975	26,576.00	952.30	75,077	15,015	90,092
71	CELDAS FLOTACION AGOTAT. Cu. 60 PIES <sup>3</sup>	4	17,100	EXT	MAR.91	2.975	26,576.00	952.30	75,077	15,015	90,092
72	CELDAS FLOTACION LIMP. Cu. 60 PIES <sup>3</sup>	6	12,875	EXT	MAR.91	2.975	26,576.00	952.30	84,791	16,958	101,749
73	BOMBA VERT.P/ESPUMAS. 1.5" X 60"	2	9,589	NAC	MAY.91	3.001	27,116.90	964.30	4,766	953	5,719
74	TANQUE ACONDICIONADOR. 10'ø X 10' ALT.	3	39,590	NAC	MAR.91	2.975	26,576.00	952.30	30,115	6,023	36,138
75	BOMBA HORIZ.P/UALES. 5" X 4"	2	6,175	EXT	MAY.91	3.001	27,116.90	965.30	13,373	2,675	16,048
76	SUBTOTAL:								735,188	147,038	882,226

	A	B	C	D	E	F	G	H	I	J	K	
77												
78	AREA: ESPESAMIENTO Y FILTRACIÓN DE CONCENTRADOS											
79												
80	CONCEPTO	CANTIDAD	PRECIO UNITARIO	PROCEDENCIA EQUIPO	FECHA COTIZACIÓN	PARIDAD NS/USD	INPC. MEX	M & S	COSTO EQUIPO	CTO. DE INSTALACION	COSTO TOTAL	
81												
82												
83	ESPESADOR 20' ø x 10' long.	3	141,055	NAC	ABR.91	2.9923	26,854.40	964.30	106,184	21,237	127,421	
84	BOMBA DIAFRAGMA P/BAJO FLUJO. 2"	3	13,540	NAC	MAR.91	2.975	26,576.00	952.30	10,299	2,060	12,359	
85	TANQUE AGITADO P/BALANCE. 6'ø X 6' ALT.	3	24,400	NAC	JUL.91	3.0254	27,643.60	964.30	17,844	3,569	21,412	
86	BOMBA ALTA PRESIÓN 2" X 1.5"	6	5,353	EXT	MAY.91	3.001	27,116.90	964.30	34,815	6,963	41,777	
87	FILTRO PLACAS. AREA FILTRACIÓN = 37 m²	3	120,875	EXT	ABR.91	2.9923	26,854.40	964.30	393,070	78,614	471,684	
88	TRANSP BANDA HORIZONTAL 18" X 5.0 m.	1	32,193	NAC	MAR.91	2.975	26,576.00	952.30	8,163	1,633	9,795	
89	TRANSP BANDA HORIZONTAL 18" X 3.0 m.	1	23,097	NAC	MAR.91	2.975	26,576.00	952.30	5,856	1,171	7,028	
90	TRANSP BANDA HORIZONTAL 18" X 3.0 m.	1	23,097	NAC	MAR.91	2.975	26,576.00	952.30	5,856	1,171	7,028	
91	SUBTOTAL									582,087	116,417	698,504
92												
93	AREA: ALMACEN Y PREPARACIÓN DE REACTIVOS	DE ACUERDO CON OTROS PROYECTOS SE HA CONSIDERADO QUE ESTE COSTO REPRESENTA EL									65.00%	
94		DE LOS COSTOS INCURRIDOS EN EL AREA DE FLOTACIÓN, ESTA										
95		CORRELACIÓN SE REALIZA YA QUE ESTA AREA ES LA QUE DEMANDA										
96		ESTE SERVICIO.										
97	SUBTOTAL:									477,872	95,574	573,447
98												
99	CONTINGENCIAS :	5%							162,711	32,542	195,253	
100												
101	TOTAL EQUIPO PLANTA DE BENEFICIO:									3,416,931	683,386	4,100,317



FIG. 5.15 ESTIMADO DE INVERSIÓN TOTAL DE LA PLANTA DE BENEFICIO. CIFRAS EN USD

	A	B	C
1			
2			
3	<b>COSTO DE EQUIPO INSTALADO</b>		<b>4,100,317</b>
4			
5	LIMPIEZA Y PREPARACIÓN DEL SITIO	1.88%	76,979
6			
7	CIMENTACIONES EN GENERAL	38.17%	1,565,211
8			
9	ACERO ESTRUCTURAL	45.49%	1,865,433
10			
11	TUBERIAS	12.89%	528,418
12			
13	ELECTRICO	16.09%	659,694
14			
15	INTRUMENTACION	5.16%	211,640
16			
17	INFRAESTRUCTURA DE LA PLANTA. VIALIDADES	35.00%	1,435,111
18			
19	SUPERVISIÓN DE LA CONSTRUCCIÓN	10.00%	410,032
20			
21	ADMINISTRACIÓN DEL PROYECTO.		
22	INCLUYENDO INGENIERÍA Y CONSTRUCCIÓN	30.00%	1,230,095
23			
24			
25	<b>INVERSIÓN TOTAL. PLANTA DE BENEFICIO</b>		<b>12,082,930</b>

FIG. 5.16 ESTIMADO DE INVERSIÓN INFRAESTRUCTURA URBANA E INDUSTRIAL. CIFRAS EN USD

	A	B	C	D
1				
2	<b>COSTO DE EQUIPO INSTALADO</b>		<b>4,100,317</b>	
3				
4	LIMPIEZA Y PREPARACIÓN DEL SITIO	98.37%	4,033,437	NOTA 1
5				
6	CIMENTACIONES EN GENERAL	36.92%	1,513,822	NOTA 1
7				
8	ACERO ESTRUCTURAL	3.31%	135,827	
9				
10	TUBERIAS	6.08%	249,338	
11				
12	ELECTRICO	5.89%	241,606	
13				
14	INTRUMENTACION	0.13%	5,133	
15				
16	EDIFICIOS AUXILIARES	109.30%	4,481,766	
17				
18	MOBILIARIO	9.37%	384,005	
19				
20	TERRENO			
21	- COLONIA HABITACIONAL. 9 Has.			
22	- PRESA DE JALES. 24 Has.			
23	- PLANTA DE BENEFICIO. 12.8 Has.		405,154	
24				
25	SUMINISTRO DE ENERGÍA ELECTRICA		2,404,519	
26				
27				
28	<b>INFRAESTRUCTURA. INVERSIÓN TOTAL:</b>		<b>13,854,608</b>	
29				
30	NOTA 1 CONCEPTOS EN DONDE ESTAN INVOLUCRADAS LA COLONIA Y LA			
31	PRESA DE JALES.			

FIG.5.17 PROGRAMA DE REINVERSIONES

	A	B	C	D	E	F	G	H	I	J	K	L
1	PROYECTO BISMARCK											
2	PROGRAMA DE REINVERSIONES											
3	CIFRAS EN 000 USD											
4												
5	AÑO	1996	1997	1998	1999	2000	2001	2002	2003	2004	2005	
6	PERIODO RELATIVO	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9	TOTAL
7												
8	AREA:											
9	MINA			1,524	941	681	97	1,524	941	681	97	6,486
10	EQUIPO MOVIL			613	378	274	39	613	378	274	39	2,609
11	OTROS ACTIVOS FIJOS			911	562	407	58	911	562	407	58	3,877
12	PLANTA DE BENEFICIO		604	604	604	604	604	604	604	604	604	5,437
13	EQUIPO MOVIL		171	171	171	171	171	171	171	171	171	1,538
14	OTROS ACTIVOS FIJOS		433	433	433	433	433	433	433	433	433	3,900
15	INFRAESTRUCTURA				139	139	139	139	139	139	139	970
16												
17	TOTAL DE REINVERSIONES:	-	604	2,128	1,683	1,424	840	2,267	1,683	1,424	840	12,893

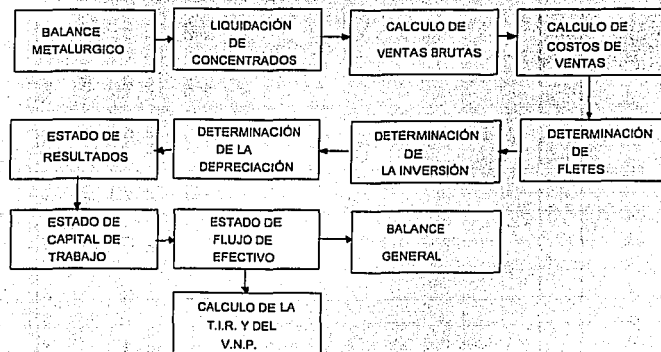
FIG. 5.18 RESUMEN DE INVERSIONES Y REINVERSIONES DEL PROYECTO

	A	B	C	D	E	F	G	H	I	J	K	L	M	N	O
1	PROYECTO BISMARCK														
2	CONSOLIDADO DE INVERSIONES Y REINVERSIONES DEL PROYECTO														
3	CIFRAS EN 000 USD														
4															
5	AÑO	1995	1996	1997	1998	1999	2000	2001	2002	2003	2004	2005	2006	2007	
6	PERIODO RELATIVO	-3	-2	-1	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9	TOTAL
7															
8	INVERSION PREOPERATIVA	7,292													7,292
9															-
10	INVERSION INICIAL														-
11	MINA														-
12	EQUIPO MOVIL		3,653	1,566	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	5,219
13	OTROS ACTIVOS FIJOS		5,428	2,326	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	7,754
14	PLANTA DE BENEFICIO														-
15	EQUIPO MOVIL		2,904	513	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	3,417
16	OTROS ACTIVOS FIJOS		7,366	1,300	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	8,666
17	INFRAESTRUCTURA														-
18	EQUIPO MOVIL		1,247	139	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	1,385
19	OTROS ACTIVOS FIJOS		11,222	1,247	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	12,469
20															-
21	REINVERSIONES														-
22	MINA														-
23	EQUIPO MOVIL						613	378	274	39	613	378	274	39	2,609
24	OTROS ACTIVOS FIJOS						911	562	407	58	911	562	407	58	3,877
25	PLANTA DE BENEFICIO														-
26	EQUIPO MOVIL						171	171	171	171	171	171	171	171	1,538
27	OTROS ACTIVOS FIJOS						433	433	433	433	433	433	433	433	3,900
28															-
29	INFRAESTRUCTURA							139	139	139	139	139	139	139	970
30															-
31	GRAN TOTAL:	7,292	31,821	7,090		604	2,128	1,683	1,424	840	2,267	1,683	1,424	840	59,096

### 5.5. Determinación de los parámetros de rentabilidad.

Para determinar estos parámetros es necesario conjuntar la información de los incisos anteriores con objeto de elaborar los estados de financieros correspondientes.

FIG. 5.19 SECUENCIA PARA DETERMINAR LOS PARAMETROS DE RENTABILIDAD



Si bien la parte medular del modelo la constituyen los estados financieros, a estos llega información de dos módulos en donde se realiza la determinación de la inversión tanto en la mina, planta de beneficio e infraestructura; el otro módulo calcula los costos de operación o de ventas ambos módulos se muestran sombreados en la secuencia anterior. Lo anterior permite la rápida actualización de los estados financieros cuando se realice una modificación de la inversión o los costos de ventas.

Los estados financieros elaborados se presentan en la figura 5.20

FIG. 5.20 ESTADOS FINANCIEROS

DATOS NECESARIOS PARA DETERMINAR LAS LIQUIDACIONES DE CONCENTRADOS.

LIQUIDACION DE CONCENTRADOS DE PLOMO

ABONOS	DEDUCCION MINIMA			
LIQ ORO	1 00 g/TON AL	95 00 %		
LIQ PLATA	50 00 grs/TON A	95 00 %		
LIQ PLOMO	3 00% %	95 00 %		
LIQ COBRE	1 00% %	90 00 %		
DEDUCCION				
BENEFICIOS	200 00 USD/TON			
REFINACION DE ORO	5 00 USD/Oz			
REFINACION DE PLATA	0 30 USD/Oz			
REFINACION DE PLOMO	0 00 c USD/lb			
REFINACION DE COBRE	81 48 c USD/lb			
PENALIDADES				
POR ARSENICO	1 75 USD POR CADA		0 50% ARRIBA DE	1 00%
POR MERCURIO	0 35 USD POR CADA		0 50% ARRIBA DE	0 50%

LIQUIDACION DE CONCENTRADOS DE ZINC

ABONOS				
LIQ PLATA	93 30 g/TON AL	70 00 %	Cotizacion	-0 3 USD/OZ
LIQ ZINC	8 00%	85 00 %	DEDUCCION MINIMA	
LIQ CADMIO	0 50%	78 00 %	Cotizacion	(15 00) USD/TON
DEDUCCION				
BENEFICIOS MENOR A	1 100 USD/TON	200 00	(0 08) USD/TON	
ENTRE 1 100 Y 1 250	USD/TON	200 00	0 13 USD/TON	
MAYOR A	1 250 USD/TON	220 00	0 13 USD/TON	
REFINACION DE CADMIO	28 56 c USD/lb			
PENALIDADES				
POR FIERRO	0 22 USD POR CADA		0 50% ARRIBA DE	8 00%
POR ARSENICO	0 25 USD POR CADA		0 01% ARRIBA DE	0 15%
POR MERCURIO	0 10 USD POR CADA		0 10% ARRIBA DE	0 10%

LIQUIDACION DE CONCENTRADOS DE COBRE

ABONOS	DEDUCCION MINIMA			
LIQ ORO	1 00 g/TON AL	95 00 %		
LIQ PLATA	50 00 g/TON AL	95 00 %		
LIQ COBRE	0 50% %	95 00 %		
LIQ PLOMO	1 50%	60 00 %	(11 00) USD/TON	
DEDUCCION				
BENEFICIOS	110 00 USD/TON			
REFINACION DE ORO	2 00 USD/Oz			
REFINACION DE PLATA	0 30 USD/Oz			
REFINACION DE COBRE	12 20 c USD/lb			
PENALIDADES				
POR ARSENICO	1 25 USD POR CADA		0 10% ARRIBA DE	1 00%

NOMBRE DE LA EMPRESA QUE REALIZA EL ANALISIS

PROYECTO:

BISMARCK

BALANCE METALURGICO

RESERVAS TOTALES:

2.895.000 TONELADAS

PERIODO RELATIVO	1995 (3)	1996 (2)	1997 (1)	1998 0	1999 1	2000 2	2001 3	2002 4	2003 5	2004 6	2005 7	2006 8	2007 9
TOTAL MINERAL DE MINA													
MINERAL (TON)	0	0	0	225,000	270,000	300,000	300,000	300,000	300,000	300,000	300,000	300,000	300,000
LEYES PROMEDIO													
LEY DE ORO (g/TON)	0.00	0.00	0.00	1.57	1.57	1.57	1.57	1.57	1.57	1.57	1.57	1.57	1.57
LEY DE PLATA (g/TON)	0.00	0.00	0.00	225.60	225.60	225.60	225.60	225.60	225.60	225.60	225.60	225.60	225.60
LEY DE PLOMO (%)	0.00	0.00	0.00	1.34	1.34	1.34	1.34	1.34	1.34	1.34	1.34	1.34	1.34
LEY DE ZINC (%)	0.00	0.00	0.00	6.43	6.43	6.43	6.43	6.43	6.43	6.43	6.43	6.43	6.43
LEY DE COBRE (%)	0.00	0.00	0.00	0.38	0.38	0.38	0.38	0.38	0.38	0.38	0.38	0.38	0.38
LEY DE CADMIO (%)				0.15	0.15	0.15	0.15	0.15	0.15	0.15	0.15	0.15	0.15
CONTENIDOS													
DE ORO (Kg)	0	0	0	353	423	470	470	470	470	470	470	470	470
DE PLATA (Kg)	0	0	0	50,760	60,912	67,680	67,680	67,680	67,680	67,680	67,680	67,680	67,680
DE PLOMO (TON)	0	0	0	3,006	3,607	4,008	4,008	4,008	4,008	4,008	4,008	4,008	4,008
DE ZINC (TON)	0	0	0	14,472	17,366	19,296	19,296	19,296	19,296	19,296	19,296	19,296	19,296
DE COBRE (TON)	0	0	0	864	1,037	1,152	1,152	1,152	1,152	1,152	1,152	1,152	1,152
DE CADMIO (TON)				338	405	450	450	450	450	450	450	450	450

NOMBRE DE LA EMPRESA QUE REALIZA EL ANALISIS

PROYECTO: BISMARCK

BALANCE METALURGICO

PERIODO RELATIVO	1995 (3)	1996 (2)	1997 (1)	1998 0	1999 1	2000 2	2001 3	2002 4	2003 5	2004 6	2005 7	2006 8	2007 9
<b>CONC. DE PLOMO</b>													
<b>RECUPERACIONES</b>													
% DE ORO	0 00	0 00	0 00	55 45%	46 21%	41 58%	41 58%	41 58%	41 58%	41 58%	41 58%	41 58%	41 58%
% DE PLATA	0 00	0 00	0 00	49 00%	51 00%	58 00%	60 00%	60 00%	60 00%	60 00%	60 00%	60 00%	60 00%
% DE PLOMO	0 00	0 00	0 00	64 00%	64 00%	65 00%	65 00%	65 00%	65 00%	65 00%	65 00%	65 00%	65 00%
% DE ZINC	0 00	0 00	0 00	0 44%	0 60%	1 31%	1 31%	1 31%	1 31%	1 31%	1 31%	1 31%	1 31%
% DE COBRE	0 00	0 00	0 00	12 52%	11 50%	11 25%	11 40%	11 50%	11 50%	11 50%	11 50%	11 50%	11 50%
<b>CONTENIDOS</b>													
DE ORO (Kg)	0	0	0	196	196	196	196	196	196	196	196	196	196
DE PLATA (Kg)	0	0	0	24,872	31,065	39,254	40,608	40,608	40,608	40,608	40,608	40,608	40,608
DE PLOMO (TON)	0	0	0	1,924	2,309	2,605	2,605	2,605	2,605	2,605	2,605	2,605	2,605
DE ZINC (TON)	0	0	0	64	104	253	253	253	253	253	253	253	253
DE COBRE (TON)	0	0	0	108	119	130	131	132	132	132	132	132	132
<b>LEYES</b>													
LEY DE ORO (g/TON)	0 00	0 00	0 00	26 26	26 26	26 25	26 25	26 25	26 25	26 25	26 25	26 25	26 25
LEY DE PLATA (g/TON)	0 00	0 00	0 00	3,338 14	4,169 27	5,268 36	5,450 03	5,450 03	5,450 03	5,450 03	5,450 03	5,450 03	5,450 03
LEY DE PLOMO (%)	0 00	0 00	0 00	25 82%	25 82%	25 82%	25 82%	25 82%	25 82%	25 82%	25 82%	25 82%	25 82%
LEY DE ZINC (%)	0 00	0 00	0 00	0 85%	1 17%	2 51%	2 51%	2 51%	2 51%	2 51%	2 51%	2 51%	2 51%
LEY DE COBRE (%)	0 00	0 00	0 00	1 45%	1 33%	1 28%	1 31%	1 31%	1 31%	1 31%	1 31%	1 31%	1 31%
LEY DE ARSENICO (%)	0 00	0 00	0 00	2 00%	2 00%	2 00%	2 00%	2 00%	2 00%	2 00%	2 00%	2 00%	2 00%
LEY DE AZUFRE (%)	0 00	0 00	0 00	4 00%	4 00%	4 00%	4 00%	4 00%	4 00%	4 00%	4 00%	4 00%	4 00%
VOL CONC PLOMO (TON)	0	0	0	7,451	8,941	10,090	10,090	10,090	10,090	10,090	10,090	10,090	10,090
RELACION CONC PLOMO	3 00	3 00	3 00	30 20	30 20	29 73	29 73	29 73	29 73	29 73	29 73	29 73	29 73
<b>CONCENTRADO DE ZINC</b>													
<b>RECUPERACIONES</b>													
% DE PLATA	0 00	0 00	0 00	10 95%	11 01%	11 10%	11 25%	11 30%	11 30%	11 30%	11 30%	11 30%	11 30%
% DE PLOMO	0 00	0 00	0 00	8 62%	9 62%	11 50%	12 45%	12 45%	12 45%	12 45%	12 45%	12 45%	12 45%
% DE ZINC	0 00	0 00	0 00	83 50%	86 00%	88 50%	88 50%	88 50%	88 50%	88 50%	88 50%	88 50%	88 50%
% DE COBRE	0 00	0 00	0 00	0 00%	0 00%	0 00%	0 00%	0 00%	0 00%	0 00%	0 00%	0 00%	0 00%
% DE CADMIO	0 00	0 00	0 00	85 00%	85 00%	85 00%	85 00%	85 00%	85 00%	85 00%	85 00%	85 00%	85 00%
<b>CONTENIDOS</b>													
DE PLATA (Kg)	0	0	0	5,558	6,706	7,512	7,614	7,648	7,648	7,648	7,648	7,648	7,648
DE PLOMO (TON)	0	0	0	259	347	461	499	499	499	499	499	499	499
DE ZINC (TON)	0	0	0	12,084	14,935	17,077	17,077	17,077	17,077	17,077	17,077	17,077	17,077
DE COBRE (TON)	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
DE CADMIO (TON)	0	0	0	287	344	383	383	383	383	383	383	383	383
<b>LEYES</b>													
LEY DE PLATA (g/TON)	0 00	0 00	0 00	243 41	237 63	232 81	235 95	237 00	237 00	237 00	237 00	237 00	237 00
LEY DE PLOMO (%)	0 00	0 00	0 00	1 13%	1 23%	1 43%	1 55%	1 55%	1 55%	1 55%	1 55%	1 55%	1 55%
LEY DE ZINC (%)	0 00	0 00	0 00	52 92%	52 92%	52 92%	52 92%	52 92%	52 92%	52 92%	52 92%	52 92%	52 92%
LEY DE COBRE (%)	0 00	0 00	0 00	0 00	0 00	0 00	0 00	0 00	0 00	0 00	0 00	0 00	0 00
LEY DE CADMIO (%)	0 00	0 00	0 00	1 26%	1 22%	1 19%	1 19%	1 19%	1 19%	1 19%	1 19%	1 19%	1 19%
LEY DE FIERRO (%)	1 00	1 00	1 00	12 00%	12 00%	12 00%	12 00%	12 00%	12 00%	12 00%	12 00%	12 00%	12 00%
LEY DE ARSENICO (%)	2 00	2 00	2 00	0 20%	0 20%	0 20%	0 20%	0 20%	0 20%	0 20%	0 20%	0 20%	0 20%
LEY DE MERCURIO (%)	0 00	0 00	0 00	0 50%	0 50%	0 50%	0 50%	0 50%	0 50%	0 50%	0 50%	0 50%	0 50%
VOL CONC DE ZINC (TONS)	0	0	0	22,835	28,222	32,269	32,269	32,269	32,269	32,269	32,269	32,269	32,269
RELACION CONC DE ZINC	3 00	3 00	3 00	9 85	9 57	9 30	9 30	9 30	9 30	9 30	9 30	9 30	9 30



NOMBRE DE LA EMPRESA QUE REALIZA EL ANALISIS  
 PROYECTO: BISMARCK  
 BALANCE METALURGICO

PERIODO RELATIVO	1995 (3)	1996 (2)	1997 (1)	1998 0	1999 1	2000 2	2001 3	2002 4	2003 5	2004 6	2005 7	2006 8	2007 9
<b>CONCENTRADO DE COBRE</b>													
<b>RECUPERACIONES</b>													
% DE ORO	0.00	0.00	0.00	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%
% DE PLATA	0.00	0.00	0.00	8.37%	8.37%	7.87%	11.15%	11.15%	11.15%	11.15%	11.15%	11.15%	11.15%
% DE PLOMO	0.00	0.00	0.00	5.83%	5.83%	8.57%	3.94%	3.94%	3.94%	3.94%	3.94%	3.94%	3.94%
% DE ZINC	0.00	0.00	0.00	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%
% DE COBRE	0.00	0.00	0.00	39.65%	39.65%	42.26%	45.64%	45.64%	45.64%	45.64%	45.64%	45.64%	45.64%
<b>CONTENIDOS</b>													
DE ORO (g)	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
DE PLATA (kg)	0	0	0	4,249	5,098	5,326	7,546	7,546	7,546	7,546	7,546	7,546	7,546
DE PLOMO (TON)	0	0	0	175	210	343	158	158	158	158	158	158	158
DE ZINC (TON)	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
DE COBRE (TON)	0	0	0	343	411	487	526	526	526	526	526	526	526
<b>LEYES</b>													
LEY DE ORO (g/TON)	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
LEY DE PLATA (g/TON)	0.00	0.00	0.00	2,554.80	2,554.80	2,253.83	2,956.68	2,956.68	2,956.68	2,956.68	2,956.68	2,956.68	2,956.68
LEY DE PLOMO (%)	0.00	0.00	0.00	10.54%	10.54%	14.53%	6.19%	6.19%	6.19%	6.19%	6.19%	6.19%	6.19%
LEY DE ZINC (%)	0.00	0.00	0.00	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%
LEY DE COBRE (%)	0.00	0.00	0.00	20.60%	20.60%	20.60%	20.60%	20.60%	20.60%	20.60%	20.60%	20.60%	20.60%
LEY DE ARSENICO (%)				1.20%	1.20%	1.20%	1.20%	1.20%	1.20%	1.20%	1.20%	1.20%	1.20%
VOL CONC DE COBRE (TONS)	0	0	0	1,663	1,996	2,363	2,552	2,552	2,552	2,552	2,552	2,552	2,552
RELACION CONC DE COBRE	0.00	0.00	0.00	135.30	135.30	126.94	117.54	117.54	117.54	117.54	117.54	117.54	117.54

HOMBRE DE LA EMPRESA QUE REALIZA EL ANALISIS  
 PROYECTO BISMARCK  
 LIQUIDACION DE CONCENTRADOS

PERIODO	1995	1996	1997	1998	1999	2000	2001	2002	2003	2004	2005	2006	2007
PERIODO RELATIVO	(3)	(2)	(1)	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9
<b>PRECIOS</b>													
ORO (DLS Oz)	380 00	380 00	380 00	380 00	380 00	380 00	380 00	380 00	380 00	380 00	380 00	380 00	380 00
PLATA (DLS Oz)	5 25	5 25	5 25	5 25	5 25	5 25	5 25	5 25	5 25	5 25	5 25	5 25	5 25
PLOMBO (Cts Dls/lb)	28 00	28 00	28 00	28 00	28 00	28 00	28 00	28 00	28 00	28 00	28 00	28 00	28 00
ZINC (Cts Dls/lb)	45 00	45 00	45 00	45 00	45 00	45 00	45 00	45 00	45 00	45 00	45 00	45 00	45 00
COBRE (Cts Dls/lb)	100 00	100 00	100 00	100 00	100 00	100 00	100 00	100 00	100 00	100 00	100 00	100 00	100 00
CADMIUM (Cts Dls/lb)	45 00	45 00	45 00	45 00	45 00	45 00	45 00	45 00	45 00	45 00	45 00	45 00	45 00
<b>CONC. PLOMO</b>													
TOTAL DE ABOHOS (DLS/TON)	0 00	0 00	0 00	960 83	1,121 51	1,296 60	1,326 11	1,326 36	1,326 36	1,326 36	1,326 36	1,326 36	1,326 36
LIQ ORO	0 00	0 00	0 00	304 73	304 74	304 68	304 68	304 68	304 68	304 68	304 68	304 68	304 68
LIQ PLATA	0 00	0 00	0 00	535 28	668 55	844 79	873 92	873 92	873 92	873 92	873 92	873 92	873 92
LIQ PLOMO	0 00	0 00	0 00	140 87	140 87	140 87	140 87	140 87	140 87	140 87	140 87	140 87	140 87
LIQ COBRE	0 00	0 00	0 00	9 66	7 35	6 27	6 65	6 90	6 90	6 90	6 90	6 90	6 90
TOTAL DEDUCCION (DLS/TON)	0 00	0 00	0 00	248 73	254 22	263 41	265 38	265 59	265 59	265 59	265 59	265 59	265 59
BENEFICIOS	0 00	0 00	0 00	200 00	200 00	200 00	200 00	200 00	200 00	200 00	200 00	200 00	200 00
REFINACION DE ORO	0 00	0 00	0 00	4 01	4 01	4 01	4 01	4 01	4 01	4 01	4 01	4 01	4 01
REFINACION DE PLATA	0 00	0 00	0 00	30 59	38 20	48 27	49 94	49 94	49 94	49 94	49 94	49 94	49 94
REFINACION DE PLOMO	0 00	0 00	0 00	0 00	0 00	0 00	0 00	0 00	0 00	0 00	0 00	0 00	0 00
REFINACION DE COBRE	0 00	0 00	0 00	8 12	5 99	5 11	5 42	5 62	5 62	5 62	5 62	5 62	5 62
ARSENICO	0 00	0 00	0 00	3 50	3 50	3 50	3 50	3 50	3 50	3 50	3 50	3 50	3 50
AZUFRE	0 00	0 00	0 00	2 52	2 52	2 52	2 52	2 52	2 52	2 52	2 52	2 52	2 52
VALOR NETO LIQ (DLS/TON)	0 00	0 00	0 00	742 10	867 29	1,033 19	1,060 73	1,060 77	1,060 77	1,060 77	1,060 77	1,060 77	1,060 77
<b>CONC. ZINC</b>													
TOTAL DE ABOHOS (DLS/TON)	0 00	0 00	0 00	462 36	461 72	461 18	461 53	461 65	461 65	461 65	461 65	461 65	461 65
LIQ PLATA	0 00	0 00	0 00	16 72	16 08	15 54	15 89	16 01	16 01	16 01	16 01	16 01	16 01
LIQ ZINC	0 00	0 00	0 00	445 64	445 64	445 64	445 64	445 64	445 64	445 64	445 64	445 64	445 64
LIQ CADMIUM	0 00	0 00	0 00	5 76	5 49	5 22	5 22	5 22	5 22	5 22	5 22	5 22	5 22
TOTAL DEDUCCION (DLS/TON)	0 00	0 00	0 00	198 39	207 15	221 31	227 54	236 14	236 14	236 14	236 14	236 14	236 14
BENEFICIOS	0 00	0 00	0 00	151 37	200 30	214 63	220 85	229 46	212 02	202 91	198 05	215 06	258 12
REFINACION DE CADMIUM	0 00	0 00	0 00	3 66	3 48	3 31	3 31	3 31	3 31	3 31	3 31	3 31	3 31
NIEBRO	0 00	0 00	0 00	1 72	1 72	1 72	1 72	1 72	1 72	1 72	1 72	1 72	1 72
ARSENICO	0 00	0 00	0 00	1 25	1 25	1 25	1 25	1 25	1 25	1 25	1 25	1 25	1 25
MERCURIO	0 00	0 00	0 00	0 40	0 40	0 40	0 40	0 40	0 40	0 40	0 40	0 40	0 40
VALOR NETO LIQ (DLS/TON)	0 00	0 00	0 00	263 97	254 57	235 87	233 99	225 51	242 95	252 06	256 92	239 91	196 85

NOMBRE DE LA EMPRESA QUE REALIZA EL ANALISIS  
 PROYECTO: BISMARCK  
 LIQUIDACION DE CONCENTRADOS

PERIODO	1995	1996	1997	1998	1999	2000	2001	2002	2003	2004	2005	2006	2007
PERIODO RELATIVO	(3)	(2)	(1)	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9
<b>C O N C . C O B R E</b>													
TOTAL DE ABONOS (DLS/TON)	0.00	0.00	0.00	1,278.43	1,279.12	1,300.33	1,452.90	1,452.90	1,452.90	1,452.90	1,452.90	1,452.90	1,452.90
LIQ ORO	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
LIQ PLATA	0.00	0.00	0.00	409.67	409.67	361.40	474.11	474.11	474.11	474.11	474.11	474.11	474.11
LIQ PLOMO	0.00	0.00	0.00	38.34	39.03	53.83	22.92	22.92	22.92	22.92	22.92	22.92	22.92
LIQ COBRE	0.00	0.00	0.00	830.43	830.43	885.09	955.88	955.88	955.88	955.88	955.88	955.88	955.88
TOTAL DEDUCCION (DLS/TON)	0.00	0.00	0.00	237.22	237.22	241.13	256.21	256.21	256.21	256.21	256.21	256.21	256.21
BENEFICIOS	0.00	0.00	0.00	110.00	110.00	110.00	110.00	110.00	110.00	110.00	110.00	110.00	110.00
REFINACION DE ORO	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
REFINACION DE PLATA	0.00	0.00	0.00	23.41	23.41	20.65	27.09	27.09	27.09	27.09	27.09	27.09	27.09
REFINACION DE COBRE	0.00	0.00	0.00	101.31	101.31	107.98	116.62	116.62	116.62	116.62	116.62	116.62	116.62
ARSENICO	0.00	0.00	0.00	2.50	2.50	2.50	2.50	2.50	2.50	2.50	2.50	2.50	2.50
VALOR NETO LIQ (DLS/TON)	0.00	0.00	0.00	1,041.21	1,041.90	1,059.19	1,196.69	1,196.69	1,196.69	1,196.69	1,196.69	1,196.69	1,196.69

HOMBRE DE LA EMPRESA QUE REALIZA EL ANALISIS

PROYECTO, BISMARCK

RESUMEN DE DATOS

PERIODO	1995	1996	1997	1998	1999	2000	2001	2002	2003	2004	2005	2006	2007
PERIODO RELATIVO	(3)	(2)	(1)	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9
<b>VOLUMEN DE MINERAL (TON)</b>													
MINA SUBTERRANEA	0	0	0	225,000	270,000	300,000	300,000	300,000	300,000	300,000	300,000	300,000	300,000
TOTAL	0	0	0	225,000	270,000	300,000	300,000	300,000	300,000	300,000	300,000	300,000	300,000
<b>VOLUMEN DE PRODUCCION (TON)</b>													
CONCENTRADO DE PLOMO	0	0	0	7,451	8,941	10,090	10,090	10,090	10,090	10,090	10,090	10,090	10,090
CONCENTRADO DE ZINC	0	0	0	22,835	28,222	32,269	32,269	32,269	32,269	32,269	32,269	32,269	32,269
CONCENTRADO DE COBRE	0	0	0	1,663	1,966	2,363	2,552	2,552	2,552	2,552	2,552	2,552	2,552
<b>VOLUMEN DE VENTAS (TON)</b>													
CONC. DE PLOMO MET.MEX	0	0	0	7,451	8,941	10,090	10,090	10,090	10,090	10,090	10,090	10,090	10,090
CONC. DE ZINC	0	0	0	22,835	28,222	32,269	32,269	32,269	32,269	32,269	32,269	32,269	32,269
CONC. DE COBRE	0	0	0	1,663	1,966	2,363	2,552	2,552	2,552	2,552	2,552	2,552	2,552
<b>PRECIO (DOL/TON)</b>													
CONC. DE PLOMO	0	0	0	742	667	1,033	1,061	1,061	1,061	1,061	1,061	1,061	1,061
CONC. DE ZINC	0	0	0	264	255	240	234	226	243	252	257	240	197
CONC. DE COBRE	0	0	0	1,041	1,042	1,059	1,197	1,197	1,197	1,197	1,197	1,197	1,197
<b>VALOR DE LAS VENTAS TOTALES (EN MILES USD)</b>													
CONC. DE PLOMO	0	0	0	5,529	7,755	10,425	10,703	10,703	10,703	10,703	10,703	10,703	10,703
CONC. DE ZINC	0	0	0	6,028	7,185	7,740	7,551	7,277	7,840	8,134	8,291	7,742	6,352
CONC. DE COBRE	0	0	0	1,732	2,079	2,503	3,054	3,054	3,054	3,054	3,054	3,054	3,054
TOTAL	0	0	0	13,289	17,018	20,668	21,308	21,034	21,597	21,891	21,891	21,499	20,110

NOMBRE DE LA EMPRESA QUE REALIZA EL ANALISIS  
 PROYECTO: BISMARCK

RESUMEN DE DATOS. CIFRAS EN MILES DE USD

PERIODO	1995	1996	1997	1998	1999	2000	2001	2002	2003	2004	2005	2006	2007
PERIODO RELATIVO	(3)	(2)	(1)	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9
<b>COSTO OPERACION MINA</b>													
SUPERVISION	0 00	0 00	0 00	270 00	324 00	350 00	360 00	360 00	360 00	360 00	360 00	360 00	360 00
MANO DE OBRA	0 00	0 00	0 00	437 40	524 88	583 20	583 20	583 20	583 20	583 20	583 20	583 20	583 20
MATERIALES	0 00	0 00	0 00	1,208 00	1,447 20	1,608 00	1,608 00	1,608 00	1,608 00	1,608 00	1,608 00	1,608 00	1,608 00
FUERZA	0 00	0 00	0 00	188 88	226 39	251 55	251 55	251 55	251 55	251 55	251 55	251 55	251 55
TOTAL MINA	0 00	0 00	0 00	2,102 06	2,522 47	2,802 75	2,802 75	2,802 75	2,802 75	2,802 75	2,802 75	2,802 75	2,802 75
<b>COSTO OPERACION PLANTA DE BENEFICIO</b>													
SUPERVISION	0 00	0 00	0 00	147 56	177 07	196 74	196 74	196 74	196 74	196 74	196 74	196 74	196 74
MANO DE OBRA	0 00	0 00	0 00	176 68	212 01	235 57	235 57	235 57	235 57	235 57	235 57	235 57	235 57
MATERIALES	0 00	0 00	0 00	864 00	1,036 80	1,152 00	1,152 00	1,152 00	1,152 00	1,152 00	1,152 00	1,152 00	1,152 00
FUERZA	0 00	0 00	0 00	759 63	911 56	1,012 84	1,012 84	1,012 84	1,012 84	1,012 84	1,012 84	1,012 84	1,012 84
TOTAL PLANTA DE BENEFICIO	0 00	0 00	0 00	1,947 86	2,337 44	2,597 15	2,597 15	2,597 15	2,597 15	2,597 15	2,597 15	2,597 15	2,597 15
<b>COSTO TOTAL DE OPERACION MINAS Y PLANTAS EN MILES DE USD</b>													
SUPERVISION	0	0	0	418	501	557	557	557	557	557	557	557	557
MANO DE OBRA	0	0	0	614	737	819	819	819	819	819	819	819	819
MATERIALES	0	0	0	2,070	2,484	2,760	2,760	2,760	2,760	2,760	2,760	2,760	2,760
FUERZA	0	0	0	948	1,138	1,264	1,264	1,264	1,264	1,264	1,264	1,264	1,264
TOTAL	0	0	0	4,050	4,860	5,400	5,400	5,400	5,400	5,400	5,400	5,400	5,400
<b>COSTO TOTAL DE OPERACION MINAS Y PLANTAS EN USD/TON DE MINERAL PROCESADO</b>													
SUPERVISION	0 00	0 00	0 00	1 86	1 86	1 86	1 86	1 86	1 86	1 86	1 86	1 86	1 86
MANO DE OBRA	0 00	0 00	0 00	2 73	2 73	2 73	2 73	2 73	2 73	2 73	2 73	2 73	2 73
MATERIALES	0 00	0 00	0 00	9 20	9 20	9 20	9 20	9 20	9 20	9 20	9 20	9 20	9 20
FUERZA	0 00	0 00	0 00	4 21	4 21	4 21	4 21	4 21	4 21	4 21	4 21	4 21	4 21
TOTAL	0 00	0 00	0 00	18 00	18 00	18 00	18 00	18 00	18 00	18 00	18 00	18 00	18 00

NOMBRE DE LA EMPRESA QUE REALIZA EL ANALISIS

BISMARCK

RESUMEN DE DATOS. CIFRAS EN MILES DE USD

PERIODO	1995	1996	1997	1998	1999	2000	2001	2002	2003	2004	2005	2006	2007
PERIODO RELATIVO	(2)	(2)	(1)	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9
FLETES USD CONSTANTES/TON DE COCNC)													
COCNC DE PLOMO	0.00	0.00	0.00	32.25	32.25	32.25	32.25	32.25	32.25	32.25	32.25	32.25	32.25
COCNC DE ZINC	0.00	0.00	0.00	32.25	32.25	32.25	32.25	32.25	32.25	32.25	32.25	32.25	32.25
COCNC DE COBRE	0.00	0.00	0.00	63.45	63.45	63.45	63.45	63.45	63.45	63.45	63.45	63.45	63.45
FLETES TOTALES (MILES DE USD)													
COCNC DE PLOMO	0.00	0.00	0.00	240.29	288.35	325.40	325.40	325.40	325.40	325.40	325.40	325.40	325.40
COCNC DE ZINC	0.00	0.00	0.00	736.42	910.16	1,040.69	1,040.69	1,040.69	1,040.69	1,040.69	1,040.69	1,040.69	1,040.69
COCNC DE COBRE	0.00	0.00	0.00	105.52	129.62	149.95	161.94	161.94	161.94	161.94	161.94	161.94	161.94
TOTAL	0.00	0.00	0.00	1,082.23	1,325.13	1,516.04	1,528.03	1,528.03	1,528.03	1,528.03	1,528.03	1,528.03	1,528.03
FLETES EN MILES DE USD													
FLETES LOCALES	0.00	0.00	0.00	1,082.23	1,325.13	1,516.04	1,528.03	1,528.03	1,528.03	1,528.03	1,528.03	1,528.03	1,528.03
FLETES MONEDA EXTRANJERA	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
TOTAL FLETES MILES USD	0.00	0.00	0.00	1,082.23	1,325.13	1,516.04	1,528.03	1,528.03	1,528.03	1,528.03	1,528.03	1,528.03	1,528.03

EMPRESA QUE ANALIZA EL PROYECTO  
 PROYECTO: BISMARCK  
 CIFRAS EN MILES DE USD  
 INVERSION Y DEPRECIACIONES

PERIODO	1995	1996	1997	1998	1999	2000	2001	2002	2003	2004	2005	2006	2007
PERIODO RELATIVO	3	(2)	(1)	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9
INVERSION PREOPERATIVA	7.292												
INVERSION INICIAL EN EQUIPO Y ACTIVO FIJO	31.821	7.090	0	604	2.128	1.683	1.424	840	2.267	1.683	1.424	840	
MAQUINARIA EQUIPO	3.653	1.566	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	
MAQUINARIA ACTIVOS FIJOS	5.428	2.326											
PLANTA DE BENEFICIO EQUIPO	2.904	513											
PLANTA DE BENEFICIO ACTIVO FIJO	7.366	1.300	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	
INFRAESTRUCTURA EQUIPO	1.247	139	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	
INFRAESTRUCTURA ACTIVO FIJO	11.222	1.247											
RECURSOS HUMANOS	0	0	0	604	2.128	1.683	1.424	840	2.267	1.683	1.424	840	
MAQUINARIA EQUIPO					613	378	274	39	613	378	274	39	
MAQUINARIA ACTIVOS FIJOS					611	562	407	58	911	562	407	58	
PLANTA DE BENEFICIO EQUIPO				171	171	171	171	171	171	171	171	171	
PLANTA DE BENEFICIO ACTIVO FIJO			433	433	433	433	433	433	433	433	433	433	
INFRAESTRUCTURA ACTIVO FIJO					139	139	139	139	139	139	139	139	

CALCULO DE DEPRECIACION Y AMORTIZACIONES DE GASTOS PREOPERATIVOS  
 AÑOS DE LA EVALUACION 10 00

GASTOS PREOPERATIVOS	TASA DE DEPREC = 100.0%										AÑOS DE DEPREC = 1		
GASTOS PREOPERATIVOS	7.292	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
ACUM GASTOS PREOPERATIVOS	7.292	7.292	7.292	7.292	7.292	7.292	7.292	7.292	7.292	7.292	7.292	7.292	7.292
GASTOS PREOPER AMORTIZADOS	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
AMORTIZACION	0	0	0	7.292	0	0	0	0	0	0	0	0	0
AMORTIZACION ACUMULADA	0	0	0	7.292	7.292	7.292	7.292	7.292	7.292	7.292	7.292	7.292	7.292
GASTOS PREOPER NETOS	7.292	7.292	7.292	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
GRUPO DE EQUIPO	TASA DE DEPREC = 25.0%										AÑOS DE DEPREC = 4		
INVERSION EQUIPO MOVIL	3.653	1.566	0	0	613	378	274	39	613	378	274	39	
INVERSION EQUIPO ACUMULADA	3.653	5.219	5.219	5.216	5.832	6.211	6.485	6.524	7.137	7.515	7.789	7.828	
EQUIPO DEPRECIADO	0	0	0	0	0	0	5.219	5.219	5.832	6.211	6.485	6.524	
DEPRECIACION	0	0	0	1.305	1.305	1.458	1.553	316	326	326	326	326	587
DEPRECIACION ACUMULADA	0	0	0	1.305	2.609	4.067	5.620	5.937	6.263	6.589	6.915	7.241	7.828
INVEN EQUIPO NETO	0	3.653	5.219	3.914	2.609	1.765	550	548	548	549	549	548	0
GRUPO DE PROCESO	TASA DE DEPREC = 10.0%										AÑOS DE DEPREC = 10		
INVERSION EQUIPO DE PROCESO	0	4.151	651	0	171	171	171	171	171	171	171	171	171
INVEN EQUIPO DE PROCESO ACUMULADO	0	4.151	4.802	4.802	4.973	5.144	5.315	5.486	5.657	5.827	5.998	6.169	6.340
EQUIPO DE PROCESO DEPRECIADO	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
DEPRECIACION	0	0	0	460	497	514	531	549	566	583	600	617	1.403
DEPRECIACION ACUMULADA	0	0	0	460	957	1.472	2.023	2.572	3.138	3.703	4.320	4.937	6.340
INVEN EQUIPO DE PROCESO NETO	0	4.151	4.802	3.292	3.596	3.652	3.291	2.914	2.519	2.107	1.678	1.232	0
INVERSIONES EN ACTIVOS FIJOS	TASA DE DEPREC = 5.0%										AÑOS DE DEPREC = 20		
INVERSION EN ACTIVO FIJO	0	24.016	4.873	0	433	1.344	1.134	679	630	1.463	1.134	979	650
INVEN ACTIVO FIJO ACUMULADO	0	24.016	28.889	28.889	29.322	30.667	31.501	32.780	33.410	34.852	35.026	37.005	37.625
ACTIVO FIJO DEPRECIADO	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
DEPRECIACION	0	0	0	1.444	1.465	1.533	1.590	1.639	1.670	1.745	1.801	1.850	22.899
DEPRECIACION ACUMULADA	0	0	0	1.444	2.911	4.444	6.034	7.673	9.343	11.068	12.889	14.740	37.635
INVEN ACTIVO FIJO NETO	0	24.016	28.889	27.444	26.412	25.223	25.797	25.107	24.066	23.804	23.137	22.266	0
TOTAL													
AMORTIZACION	0	0	0	7.292	0	0	0	0	0	0	0	0	0
INVERSION TOTAL ACUMULADA	0	31.821	38.910	38.910	39.514	41.643	43.326	44.750	45.690	47.857	49.640	50.964	51.804
DEPRECIACION	0	0	0	3.229	3.268	3.506	3.674	2.804	2.562	2.654	2.727	2.793	24.886
DEPRECIACION ACUMULADA	0	0	0	3.229	6.498	10.003	13.678	16.181	18.744	21.397	24.125	26.918	51.804
INVERSION NETA ACUMULADA	0	31.821	38.910	35.681	33.017	31.639	29.649	28.563	26.846	26.459	23.415	24.046	0

PROYECTO: BISMARK  
 MODULO DE FINANCIAMIENTO:  
 NOMBRE DE LA EMPRESA QUE REALIZA EL ANALISIS  
 PROYECTO

**PRESTAMO PARA COMPRA DE EQUIPO DE PROCESO**

EQUIPO PARA MINA	3,653
EQUIPO PARA PLANTA DE BENEFICIO	2,904
EQUIPO PARA INFRAESTRUCTURA	1,247
<b>MONTO TOTAL DEL EQUIPO</b>	<b>7,805</b>
APALANCAMIENTO	80%
MONTO DEL PRESTAMO	6,244
TASA DE INTERES LIBOR MAS DOS PUNTOS	7.00%
PERIODO DE PAGO	5 AÑOS
PERIODO DE GRACIA	2 AÑOS
PROGRAMA DE EROGACIONES	-2 -1
PORCENTAJE DE LA INVERSION	65% 35%
MONTO A EROGAR	4,058 2,185

**PRESTAMO PARA ACTIVOS FIJOS**

MONTO TOTAL DEL PROYECTO	38,910
- ACTIVOS FIJOS	31,106
- EQUIPO DE PROCESO	7,805
APALANCAMIENTO	20%
<b>MAXIMO MONTO A FINANCIAR:</b>	<b>6,221</b>
PROGRAMA DE EROGACIONES:	-2 -1
PORCENTAJE DE LA INVERSION	75% 25%
MONTO A EROGAR:	4,666 1,555
TASA DE INTERES : LIBOR MAS TRES PUNTOS	8.00%
PERIODO DE PAGO	7 AÑOS
AÑOS DE GRACIA	2 AÑOS

PERIODO	1995	1996	1997	1998	1999	2000	2001	2002	2003	2004	2005	2006	2007
PERIODO RELATIVO	(3)	(2)	(1)	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9

**PRESTAMO PARA COMPRA DE EQUIPO DE PROCESO**

PRESTAMOS	4,058	2,185											
INTERESES PREOP	284	437	0	0									
PRESTAMO ACUMULADO	4,058	6,244											
PAGO DE PRINCIPAL ANUAL			1,249	1,249	1,249	1,249	1,249	0	0	0	0	0	0
SALDO		6,244	4,995	3,746	2,497	1,249	0	0	0	0	0	0	0
INTERESES ANUALES	284	437	437	350	262	175	87	0	0	0	0	0	0

**PRESTAMO PARA ACTIVOS FIJOS**

PRESTAMOS	4,666	1,555											
INTERESES PREOP	373	498	0	0									
PRESTAMO ACUMULADO	4,666	6,221											
PAGO DE PRINCIPAL ANUAL			889	889	889	889	889	889	889	0	0	0	0
SALDO		6,221	5,332	4,444	3,555	2,666	1,777	889	0	(0)	(0)	(0)	(0)
INTERESES ANUALES	327	435	435	373	311	249	187	124	62	(0)	(0)	(0)	(0)



NOMBRE DE LA EMPRESA QUE REALIZA EL ANALISIS  
 PROYECTO BISMARCK

ESTADO DE RESULTADOS

CIFRAS EN MILES DE USD

PERIODO	1995	1996	1997	1998	1999	2000	2001	2002	2003	2004	2005	2006	2007
PERIODO FINANCIERO	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
INGRESOS POR VENTAS	0	0	0	11,289	17,038	10,978	21,326	11,034	21,697	21,691	22,048	21,499	20,310
INGRESOS POR SERVICIOS	0	0	0	1,262	1,318	1,836	508	1,808	1,529	1,528	1,528	1,528	1,528
INGRESOS POR RENTAS	0	0	0	12,091	15,693	15,152	19,780	19,860	23,069	23,963	23,520	19,971	15,162
INGRESOS POR DIVIDENDOS	0	0	0	4,060	4,893	5,403	5,410	5,460	5,460	5,400	5,400	5,400	5,400
INGRESOS POR GANANCIAS	0	0	0	6,611	6,128	6,366	6,947	6,768	6,782	6,835	6,858	6,788	6,551
INGRESOS POR OTROS	0	0	0	8,154	10,821	13,702	14,353	14,166	14,669	14,963	15,122	14,571	13,162
CARGOS DE ADMINISTRACION	0	0	0	976	1,123	1,248	1,248	1,248	1,248	1,248	1,248	1,248	1,248
CARGOS POR DEPRECIACION	0	0	0	4,219	3,918	3,519	3,674	2,194	2,662	2,654	2,727	2,793	24,566
CARGOS POR AMORTIZACIONES	0	0	0	7,292	0	0	0	0	0	0	0	0	0
CARGOS POR AMORTIZACIONES FINANCIERAS	0	0	0	721	671	671	671	671	671	671	671	671	671
CARGOS POR GANANCIAS	0	0	0	13,203	4,381	4,754	4,672	3,767	3,810	3,902	3,975	4,041	20,134
CARGOS POR DEPRECIACION	0	0	0	1,893	1,411	8,899	1,411	10,114	10,609	11,092	11,149	10,960	12,960
CARGOS POR OTROS	0	0	0	1,111	679	437	444	492	513	508	508	490	0
CARGOS POR GANANCIAS FINANCIERAS	0	0	0	417	350	260	178	87	124	62	62	62	62
CARGOS POR GANANCIAS FINANCIERAS	0	0	0	435	373	311	259	187	124	62	62	62	62
RENTAS POR OPERACIONES	0	0	0	8,374	5,719	8,402	9,634	10,680	10,734	10,949	11,146	10,930	12,960
PERDIDAS POR DIVIDENDOS	0	0	0	11,704	14,111	14,111	14,111	14,111	14,111	14,111	14,111	14,111	14,111
PERDIDAS POR DEPRECIACION	0	0	0	0	1,442	1,472	1,472	1,472	1,472	1,472	1,472	1,472	1,472
PERDIDAS POR OTROS	0	0	0	0	5,72	641	641	1,108	1,073	1,100	1,114	1,053	0
PERDIDAS POR GANANCIAS	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1,681
PERDIDAS POR OTROS	0	0	0	0	5,140	4,784	5,000	5,646	6,011	6,190	6,241	5,897	14,458
PERDIDAS POR GANANCIAS	0	0	0	434	302	229	237	268	278	281	283	274	279

NOMBRE DE LA EMPRESA QUE REALIZA EL ANALISIS

PROYECTO: BISMARK

CAPITAL DE TRABAJO

CIFRAS EN MILES DE US\$

PERIODO	1995	1996	1997	1998	1999	2000	2001	2002	2003	2004	2005	2006	2007
PERIODO RELATIVO	(3)	(2)	(1)	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9
CAPITAL DE TRABAJO	0	(0)	(0)	3.142	3.950	4.699	4.807	4.755	4.857	4.910	4.938	4.837	4.582
ACTIVO CIRCULANTE	0	0	0	3.540	4.448	5.278	5.404	5.350	5.461	5.519	5.550	5.442	5.168
CAJA Y BANCOS	0	0	0	169	202	225	225	225	225	225	225	225	225
CUENTAS POR COBRAR	0	0	0	2.215	2.836	3.445	3.551	3.506	3.600	3.649	3.675	3.583	3.352
INVENTARIOS													
MINERAL	0	0	0	93	93	93	93	93	93	93	93	93	93
MATERIAL EN PROCESO	0	0	0	403	518	625	646	637	654	663	668	651	609
REFACCIONES	0	0	0	629	755	838	838	838	838	838	838	838	838
IVA POR COBRAR	0	0	0	38	45	50	50	50	50	50	50	50	50
PASIVO CIRCULANTE	0	0	0	404	498	580	598	595	604	609	611	605	586
ISR	0	0	0	0	0	0	8	9	10	10	10	11	10
PTU	0	0	0	0	0	5	7	8	8	9	9	9	9
PROVEEDORES	0	0	0	252	302	335	335	335	335	335	335	335	335
IVA POR COBRAR	0	0	0	153	195	239	247	244	251	255	256	250	232
VAR CAPITAL DE TRABAJO NOM	0	(0)	0	3.142	808	749	108	(52)	102	53	28	(102)	(255)
VAR CAPITAL DE TRABAJO REAL	0	(0)	0	3.142	808	749	108	(52)	102	53	28	(102)	(255)

POLÍTICAS CAPITAL DE TRABAJO

ACTIVO CIRCULANTE		
CAJA Y BANCOS	0.50	MESES DEL COSTO DE VENTA TOTAL
CUENTAS POR COBRAR	2.00	MESES DE VENTAS BRUTAS
INVENTARIOS		
MINERAL	10.000.00	TONELADAS DE MINERAL AL COSTO DE OPERACIÓN DE LA MINA
MATERIAL EN PROCESO	10.00	DÍAS DE VENTAS BRUTAS
REFACCIONES	2.50	MESES DEL COSTO DE VENTAS SIMANO DE OBRA
IVA POR COBRAR	1.00	MESES DEL COSTO DE VENTAS * 15% SIMANO DE OBRA
PASIVO CIRCULANTE		
ISR	1.00	DÍAS DE ISR DEL AÑO ANTERIOR
PTU	3.00	DÍAS DE PTU DEL AÑO ANTERIOR
PROVEEDORES	1.00	MESES DEL COSTO TOTAL DE VENTAS SIMANO DE OBRA
IVA POR PAGAR	1.00	MESES DE VENTAS NETAS * 15%

NOMBRE DE LA EMPRESA QUE REALIZA EL ANALISIS

PROYECTO BISMARK

FLUJO DE EFECTIVO

CIFRAS EN MILES DE USD

PERIODO	1995	1996	1997	1998	1999	2000	2001	2002	2003	2004	2005	2006	2007
PERIODO PRELIMINAR	(1)	(2)	(1)	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9
RESULTADO NETO	(0)	(0)	(0)	(5,766)	5,147	4,734	5,059	5,645	6,011	6,160	6,241	5,897	(14,453)
PRESTAMO COMPRA DE EQUIPO		4,058	2,125										
PRESTAMO PAGO INVERSION		4,660	1,555										
INGRESOS AMORTIZABLES				1,592									
INGRESOS DE TRABAJO	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	4,582
DEPRECIACION	0	0	0	3,229	3,268	3,506	3,674	2,504	2,562	2,654	2,727	2,793	24,856
GANOS PERDIDAS AMORTIZABLES	0	0	0	7,292	0	0	0	0	0	0	0	0	0
TOTAL DE ENTRADAS DE EFECTIVO		8,724	3,741	6,348	8,415	8,240	8,733	8,149	8,574	8,813	8,968	8,690	15,014
INVERSION TOTAL DEL PROYECTO		31,821	7,090	0	604	2,128	1,683	1,424	840	2,267	1,683	1,424	840
INGRESOS DE TRABAJO	0	(0)	0	3,142	808	749	108	(52)	102	53	28	(102)	(255)
INGRESOS FINANCIOS CAPITALIZABLES		657	935										
PAGOS DE CAPITAL PRESTAMO EQUIPO				1,245	1,249	1,249	1,249	1,249					
PAGOS DE CAPITAL PRESTAMO INVERSION				889	889	889	889	889	889	889			
INGRESOS FINANCIOS CAPITALIZABLES	7,292	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
TOTAL SALIDAS DE EFECTIVO	7,292	32,478	8,024	5,280	3,549	5,015	3,929	3,510	1,631	3,209	1,712	1,322	585
FLUJO DE EFECTIVO	(7,292)	(23,754)	(4,284)	1,068	4,866	3,225	4,805	4,639	6,743	5,604	7,257	7,368	14,430
	(1)	(2)	(1)	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9
BASE DE FLUJO A BALANCE	0	0	0	1,068	4,866	3,225	4,805	4,639	6,743	5,604	7,257	7,368	14,430
FLUJO A BALANCE GENERAL	0	0	0	1,068	5,934	9,159	13,964	18,603	25,346	30,951	38,207	45,575	60,005

TASA INTERNA DE RETORNO: 7.13%

DETERMINACION DEL VALOR NETO PRESENTE A DIFERENTES TASAS DE DESCUENTO:

V.N.P. (000 USD)

CON UNA TASA DE DESCUENTO DE	10.00%	(5,705)
CON UNA TASA DE DESCUENTO DE	15.00%	(12,406)
CON UNA TASA DE DESCUENTO DE	20.00%	(16,461)

HOMBRE DE LA EMPRESA QUE REALIZA EL ANALISIS  
 PROYECTO BISMARCK  
 BALANCE GENERAL  
 CIFRAS EN MILES DE USD

PERIODO	1995	1996	1997	1998	1999	2000	2001	2002	2003	2004	2005	2006	2007
PERIODO RELATIVO	(3)	(2)	(1)	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9
ACTIVO CIRCULANTE	0	0	0	3.546	4.448	5.278	5.404	5.350	5.461	5.519	5.550	5.442	5.168
CAJA Y BANCOS	0	0	0	169	202	225	225	225	225	225	225	225	225
CUENTAS POR COBRAR	0	0	0	2.215	2.855	3.445	3.551	3.508	3.600	3.649	3.675	3.583	3.352
INVENTARIOS													
MINERAL	0	0	0	93	93	93	93	93	93	93	93	93	93
MATERIAL EN PROCESO	0	0	0	403	516	626	646	637	654	663	608	651	609
REACCIONES	0	0	0	629	755	838	838	838	838	838	838	838	838
IVA POR COBRAR	0	0	0	38	45	50	50	50	50	50	50	50	50
ACTIVO FIJO ACUM (INVERSION)	0	31.621	38.910	38.910	39.514	41.643	43.326	44.750	45.960	47.857	49.540	50.964	51.804
DEPRECIACION ACUMULADA	0	0	0	3.229	6.498	10.003	13.678	16.181	18.744	21.397	24.125	26.918	31.604
ACTIVO FIJO NETO	0	31.621	38.910	35.681	33.017	31.639	29.649	28.569	28.646	26.459	25.415	24.046	0
GTOS. PROYECTO AMORT ACUM	7.292	7.292	7.292	7.292	7.292	7.292	7.292	7.292	7.292	7.292	7.292	7.292	7.292
AMORTIZACION ACUM	0	0	0	7.292	7.292	7.292	7.292	7.292	7.292	7.292	7.292	7.292	7.292
GTOS. PROYECTO AMORT NETOS	7.292	7.292	7.292	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
GTOS. FABRICA AMORT ACUM		657	1.592	1.592	1.592	1.592	1.592	1.592	1.592	1.592	1.592	1.592	1.592
AMORTIZACION ACUM			1.592	1.592	1.592	1.592	1.592	1.592	1.592	1.592	1.592	1.592	1.592
GTOS. FABRICA AMORT NETOS		657	1.592	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
FLUJO DE EFECTIVO	0	0	0	1.068	5.934	9.159	13.954	18.603	25.346	30.951	38.207	45.575	60.005
ACT. TOTAL	7.292	39.770	47.784	40.295	43.399	46.077	49.017	52.522	57.653	62.929	69.172	75.063	85.173
PASIVO CIRCULANTE													
ISR	0	0	0	0	0	0	8	9	10	10	10	11	10
PIU	0	0	0	0	0	5	7	8	8	9	9	9	9
PROVEEDORES	0	0	0	252	302	335	335	335	335	335	335	335	335
IVA POR COBRAR	0	0	0	153	156	239	247	244	251	255	256	250	232
TOTAL PASIVO CIRCULANTE	0	0	0	404	458	580	598	595	604	609	611	605	586
PASIVO A LARGO PLAZO	0	8.724	12.465	16.327	8.190	6.052	3.915	1.777	889	(0)	(0)	(0)	(0)
SALDO PRESTAMO EQUIPO		4.058	6.244	4.905	3.746	2.457	1.249	0	0	0	0	0	0
SALDO PRESTAMO RESTO INVERSION		4.666	6.221	5.332	4.444	3.555	2.666	1.777	889	(0)	(0)	(0)	(0)
TOTAL PASIVO	0	8.724	12.465	10.731	8.688	6.632	4.512	2.373	1.493	609	611	605	586
CAPITAL CONTABLE	7.292	31.046	35.330	29.564	34.711	39.445	44.504	50.149	56.160	62.320	68.561	74.458	84.586
CAPITAL FONDO	7.292	31.046	35.330	35.330	35.330	35.330	35.330	35.330	35.330	35.330	35.330	35.330	35.330
RESERVAOS ACUM	(0)	(0)	(0)	(0)	(5.766)	(619)	4.115	9.174	14.919	20.831	26.990	33.231	39.128
RESERVAOS DEL EJERCICIO	(0)	(0)	(0)	(5.766)	5.147	4.734	5.059	5.645	6.011	6.160	6.241	5.837	(14.453)
LIQUIDACION DE CAP. TRABAJO			0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	4.582
TOTAL PASIVO + PATRIMONIO	7.292	39.770	47.784	40.295	43.399	46.077	49.017	52.522	57.653	62.929	69.172	75.063	85.173
	0	0	(0)	0	(0)	(0)	(0)	0	(0)	(0)	(0)	(0)	(0)

### 5.6. Análisis de sensibilidad.

Las variables elegidas para efectuar la sensibilidad de este proyecto fueron las siguientes:

- Volumen de Ventas
- Inversión inicial
- Costo de Materiales (costo de ventas).

Con estas variables se cumple el rango de incertidumbre que tiene el proyecto, de tal manera que en el caso de la inversión, si está se modifica la influencia de este cambio se refleja en los parámetros de rentabilidad.

Respecto a el volumen de ventas, con esta sensibilidad se cubre las posibles variaciones de los precios de los metales los cuales provocan a la baja o a la alza el volumen de ventas, cabe hacer la aclaración de que el precio de un metal puede subir mientras que el de otro puede bajar, esta situación solo se puede medir sensibilizando los precios de los metales de manera aislada.

En relación a el costo de materiales el cual está englobado en el costo de ventas o de operación del proyecto; se pretende involucrar las variaciones de los insumos, esto es en relación a que este renglón tiene mucho peso en la contabilidad de los proyectos mineros.

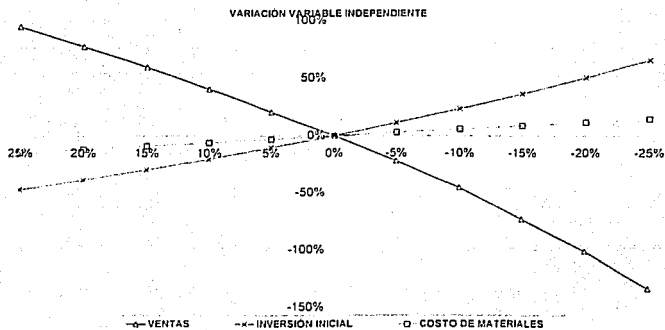
Una vez elegidas las variables se procede a aplicar la técnica descrita en el capítulo 3, la matriz generada y las gráficas respectivas se muestran a continuación:

FIG. 5.21 MATRIZ Y CURVA DE SENSIBILIDAD

VARIACION/ VOLUMEN DE VENTAS	VARIACION TIR/TIR ORIGINAL		VARIACION INVERSION INICIAL	VARIACION TIR/TIR ORIGINAL		VARIACION COSTO DE MATERIALES	VARIACION TIR/TIR ORIGINAL	
	T I R			T I R			T I R	
1.25	13.88%	95%	1.25	3.77%	-47%	1.25	6.05%	-15%
1.20	12.64%	77%	1.20	4.37%	-39%	1.20	6.27%	-12%
1.15	11.36%	59%	1.15	5.00%	-30%	1.15	6.49%	-8%
1.10	10.22%	40%	1.10	5.67%	-21%	1.10	6.70%	-6%
1.05	8.61%	21%	1.05	6.38%	-11%	1.05	6.92%	-3%
1.00	7.13%	0%	1.00	7.13%	0%	1.00	7.13%	0%
0.95	5.55%	-22%	0.95	7.94%	11%	0.95	7.35%	3%
0.90	3.85%	-45%	0.90	8.80%	23%	0.90	7.58%	6%
0.85	1.94%	-73%	0.85	9.73%	36%	0.85	7.77%	9%
0.80	-0.05%	-101%	0.80	10.73%	50%	0.80	7.97%	12%
0.75	-2.33%	-134%	0.75	11.81%	66%	0.75	8.18%	15%

## VARIACION PORCENTUAL DEL PARAMETRO DE RENTABILIDAD (TIR)

VARIABLE INDEPEN.	VOLUMEN DE VENTAS	INVERSION INICIAL	COSTO DE MATERIALES
25%	95%	-47%	-15%
20%	77%	-39%	-12%
15%	59%	-30%	-9%
10%	40%	-21%	-6%
5%	21%	-11%	-3%
0%	0%	0%	0%
-5%	-22%	11%	3%
-10%	-45%	23%	6%
-15%	-73%	35%	9%
-20%	-101%	50%	12%
-25%	-134%	66%	15%



## VI. CONCLUSIONES

1. A nivel macroeconómico el sector minero es el único que está realizando inversiones (*El Financiero pag. 14, 18 de agosto de 1995*), añadido a esto la apertura internacional ha fomentado la evaluación de proyectos mineros, es por esto que este modelo es una herramienta práctica de decisión.
2. El análisis de sensibilidad demostrado, es una forma "amigable" de llevar a cabo laboriosos cálculos, así mismo se aprovecha la capacidad gráfica de la hoja de cálculo para exponer en una forma práctica el grado de sensibilidad de las variables financieras. Estas características así como el hecho de que todos los componentes de la evaluación están vinculados minimiza los errores al transcribir información entre archivos.
3. La evaluación económica de este tipo de proyectos se diferencia por las siguientes razones:
  - 3.1. Se tiene que considerar del mercado de los metales, considerando que estos se comportan como "commodities".
  - 3.2. La inclusión de contratos y balances metalúrgicos en las evaluaciones generan confusiones a las personas ajenas a este tipo de industria.
  - 3.3. La determinación de la inversión en equipo e infraestructura así como de los costos de operación son muy particulares a este tipo de proyecto.
4. En la práctica las empresas desconocen su costo de capital y por lo tanto es difícil establecer cuál es la tasa interna de retorno (TIR) adecuada para un proyecto, es por esto que el modelo expuesto aporta los siguientes elementos:
  - 4.1. El apoyo teórico para determinar el costo de capital de las empresas para su posterior comparación con la TIR determinada.
  - 4.2. La determinación de valores presentes netos a diferentes tasas de descuentos de tal manera que se suministren al dueño del proyecto elementos de juicio en relación a la rentabilidad del mismo.
5. Se ha comprobado la característica multidisciplinaria de la ingeniería de proyectos al aplicarla para la definición del modelo en las siguientes etapas:
  - 5.1. La ingeniería de costos para la determinación de la inversión y costos de operación.

- 5.2. La ingeniería económica para la estructuración del modelo de evaluación.
  - 5.3. La administración de proyectos y el diseño de equipos, para definir las organizaciones y equipos respectivamente.
  - 5.4. La computación se aplicó en el entendimiento y explotación de las funciones de las hojas de cálculo electrónicas.
6. El reto que presentan las evaluaciones económicas de proyectos, es que se cumpla lo que se pronostica, es por esto que en este modelo se conjugaron criterios financieros con técnicos con un solo fin, suministrar *confiabilidad*.



## BIBLIOGRAFIA

1. Errol G. Kelly, David J. Spottiswood. "Introducción al Procesamiento de Minerales". 1a. Ed.. Editorial Limusa México. 1990.
2. D. W. Gentry, T. J. O'Neil. "Mine Investment Analysis". American Institute of Mining, Metallurgical, and Petroleum, Inc. USA. 1984.
3. Terrones Langoné Alberto Ing. "Reseña de los Recursos Minerales de México". CAMIMEX vol. VIII, No. 5. Enero-Marzo de 1994
4. Seeley W. Mudd Series, "Surface Mining". American Institute of Mining, Metallurgical, and Petroleum, Inc. USA .1968.
5. Valle Yrusteta Angel. "Metodología para la valuación de empresas". Instituto Panamericano de Alta Dirección. México. 1993.
6. Copeland Tom, Koller Tim, Jack Murrin. "Valuation". McKinsey & Company, Inc. USA .1990.
7. Powell E. Terence. "A review of recent developments in Project Evaluation". *Chemical Engineering*, Nov. 11, 1985.
8. Ward J. Thomas. "Which project is best?". *Chemical Engineering*, Ene. 1994.
9. Thompson V. James. "The Feasibility study". *Engineering and Mining Journal*. Sep. 1993.
10. Bolten E. Steven. "Manual de Administración Financiera". 1a. Ed.. Editorial Limusa México. 1990.
11. Cope Lou. "Mining in Mexico". *Mining Engineering*". Apr. 1994.
12. Ross R. Bhappu y Jaime Guzman. "Mineral investment decision making". *Engineering and Mining Journal*. Jul. 1995.