



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO

FACULTAD DE INGENIERIA

OPTIMACION DEL SISTEMA DE ACARREO DE MINERAL EN EL YACIMIENTO DE LA GUITARRA, TEMASCALTEPEC, EDO. DE MEXICO

T E S I S
QUE PARA OBTENER EL TITULO DE:
INGENIERO EN MINAS Y METALURGISTA
P R E S E N T A

HECTOR PANTOJA PERALTA



Director de Tesis:
M. en C. Juan José Obregón Andría

MEXICO, D. F.

2002

TESIS CON FALLA DE ORIGEN



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 esta 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.

Gracias...

A mis padres, Nicolás y Carmen, que me han enseñado y apoyado toda mi vida...

A mis hermanos, Humberto, Javier y Ernesto por auxiliarme siempre...

A mis profesores que me han guiado hasta este momento...

Al M. en C. Juan José Obregón, por confiar en mí...

Al M. en C. Jorge Ornelas por su apoyo incondicional...

ÍNDICE

	Página
Resumen	1
Introducción	3
CAPÍTULO I. GENERALIDADES	5
A. Localización.	5
B. Clima, flora, fauna.	6
C. Perfil histórico del Distrito minero de Temascaltepec.	6
1. Época prehispánica.	7
2. Época colonial.	7
3. Siglo XIX.	8
4. Siglo XX.	11
5. Situación actual.	12
CAPÍTULO II. INFORMACIÓN GEOLÓGICA	15
A. Geología regional.	15
1. Fisiografía.	15
2. Orografía.	15
3. Hidrografía.	16
4. Geología del Distrito minero de Temascaltepec.	16
B. Geología del yacimiento mineral La Guitarra.	17
1. Petrología.	17
2. Estructuras mineralizadas.	17
3. Geología estructural.	19
C. Descripción del yacimiento mineral La Guitarra.	21
1. Tipo de depósito.	21
2. Tamaño y forma.	22
3. Génesis del yacimiento.	22

4. Mineralización.	23
5. Mineralogía.	25
6. Zoneamiento de la mineralización.	26
7. Distribución de leyes.	26
CAPÍTULO III. EVALUACIÓN DEL MODELO GEOESTADÍSTICO DEL YACIMIENTO	29
A. Teoría de la geoestadística.	29
1. Teoría de las variables aleatorias regionalizadas.	29
2. Análisis estructural.	31
3. Evaluación de reservas.	33
4. Dificultades en la implantación de la geoestadística.	37
5. Requisitos para realizar el estudio geoestadístico.	38
B. Evaluación del modelo geoestadístico del yacimiento La Guitarra.	39
1. Revisión de la base de datos.	39
2. Análisis estadístico.	40
3. Semivariogramas experimentales del yacimiento La Guitarra.	43
4. Estimación del tonelaje.	47
CAPÍTULO IV. SITUACIÓN ACTUAL DE LA UNIDAD	52
A. Descripción de la situación actual.	52
1. Mercado.	53
2. Producción.	53
3. Reservas.	54
4. Costos.	55
B. Características de la explotación minera en el yacimiento La Guitarra.	55
1. Obras de preparación.	56
2. Ciclo de explotación.	58
3. Plantillas de barrenación.	59
C. Acarreo en la unidad minera La Guitarra.	60
1. Características del equipo de acarreo.	60

2. Rutas.	65
3. Costos.	67
4. Problemática.	69
CAPÍTULO V. OPTIMIZACIÓN DEL SISTEMA DE ACARREO	71
A. Conceptos básicos.	71
1. Modelos de decisión.	71
2. Programación lineal y modelos de transporte.	73
B. Modelo de optimización para el sistema de acarreo en La Guitarra.	78
1. Modelo de transporte a costo mínimo.	79
2. Optimización del sistema de acarreo.	86
3. Análisis de resultados.	93
C. Optimización de un sistema de acarreo alternativo.	95
1. Descripción de obras adicionales.	95
2. Cálculo del equipo adicional.	96
3. Optimización del sistema de acarreo alternativo.	99
CAPÍTULO VI. EVALUACIÓN FINANCIERA	111
A. Conceptos básicos.	111
1. Tasa de interés.	111
2. Flujo de caja.	112
3. Métodos de evaluación.	113
B. Evaluación del proyecto de acarreo.	115
1. Inversiones y costos operativos de las alternativas.	116
2. Flujo de caja de las alternativas.	117
3. Evaluación por el método del valor presente.	117
C. Análisis del proyecto de acarreo.	119
1. Análisis de sensibilidad.	120
2. Análisis de riesgo.	122
3. Conclusiones.	131

CAPÍTULO VII. DESCRIPCIÓN DEL SISTEMA DE BENEFICIO	132
A. Trituración.	132
1. Descripción de la etapa de trituración en La Guitarra	132
2. Parámetros de trituración	133
B. Molienda.	134
1. Molienda en la operación de La Guitarra.	135
2. Parámetros de molienda.	135
C. Flotación.	136
1. Descripción del proceso de flotación.	136
2. Deposición de jales.	138
CAPÍTULO VIII. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	140
A. Conclusiones.	140
B. Recomendaciones.	143
BIBLIOGRAFÍA	146
ANEXO 1. Resultados de los bloques de mineral evaluado.	148
ANEXO 2. Cálculo de costos en equipos de acarreo.	153
ANEXO 3. Resumen del estudio de tiempos en arcos de acarreo.	155
ANEXO 4. Selección de una locomotora de batería	170

ÍNDICE DE TABLAS

	Página
II.1 Distribución de leyes por zonas mineralizadas	27
III.1 Parámetros estadísticos de la distribución de leyes	40
III.2 Cociente Au/Ag de las zonas mineralizadas	40
III.3 Covarianza, desviación estándar y coeficiente de correlación de las leyes de oro y plata de las zonas mineralizadas.	43
III.4 Parámetros de los semivariogramas de las leyes de oro y plata	46

III.5	Parámetros de los semivariogramas del logaritmo de las leyes de oro y plata	46
III.6	Leyes promedio krigeadas	47
III.7	Datos para el cálculo de la ley mínima de corte	48
III.8	Distribución de ley equivalente de oro en el yacimiento	49
IV.1	Producción mensual de las unidades mineras de Luismin	54
IV.2	Reservas mineras de La Guitarra	55
IV.3	Característica de los rebajes de La Guitarra	56
IV.4	Plantillas de barrenación utilizadas en los rebajes de La Guitarra	59
IV.5	Características de los equipo de acarreo	60
IV.6	Costos de operación del acarreo interior mina	67
IV.7	Costos del acarreo al patio de gruesos	67
IV.8	Costo de operación por hora del equipo de acarreo	67
IV.9	Tiempo de ciclo y costo en las rutas de acarreo utilizando camión de bajo perfil	68
IV.10	Tiempo de ciclo y costo en las rutas de acarreo utilizando el cargador frontal de 3 yd ³	68
IV.11	Parámetros de desempeño de la unidad La Guitarra	69
V.1	Modelos de decisión	71
V.2	Tiempos de ciclo entre tolvas del sistema de acarreo de La Guitarra	80
V.3	Costo y capacidad de las rutas de acarreo	81
V.4	Mineral a extraer de cada uno de los rebajes según la optimación del sistema actual	92
V.5	Flujo de mineral en cada una de las rutas según la optimación del sistema actual	92
V.6	Resumen de costos de acarreo y carga movida según la optimación del sistema de acarreo actual	93
V.7	Tráfico en las rutas de acarreo según la optimación del sistema actual	94
V.8	Descripción de las obras para habilitar la ruta TR12-Patio	95
V.9	Descripción del presupuesto de la ampliación de la rampa 1280	96
V.10	Costos de la ruta de acarreo TR12-Patio usando locomotora	99
V.11	Costos en rutas de acarreo TR12-Parío y Reb. 1244-Patio usando camión convencional	99
V.12	Mineral a extraer de los rebajes según la optimación del modelo que usa	105

	camión convencional en las rutas TR12-Patio y Reb. 1244-Patio	
V.13	Flujo de mineral en las rutas de acarreo según la optimación del modelo que usa camión convencional en las rutas TR12-Patio y Reb. 1244-Patio	105
V.14	Mineral a extraer de los rebajes según la optimación del modelo que usa locomotora en la ruta TR12-Patio	108
V.15	Flujo de mineral en las rutas de acarreo según la optimación del modelo que usa locomotora en la ruta TR12-Patio	108
V.16	Mineral a extraer en cada alternativa	109
V.17	Comparación entre alternativas	109
VI.1	Resumen de costos del sistema de acarreo utilizando locomotora	116
VI.2	Resumen de costos del sistema que utiliza camión	116
VI.3	Flujo de caja para las alternativas	118
VI.4	Diferencias de flujo de caja para las alternativas	118
VI.5	Valor presente de las diferencias de flujo de caja	119
VI.6	Valor presente de las diferencias de flujo de caja para variaciones en las tasas de interés	120
VI.7	Valor presente de las diferencias de flujo de caja para variaciones en los costos	121
VI.8	Valor presente de las diferencias de flujo de caja para diferentes Periodos de evaluación	121
VI.9	Análisis de sensibilidad bidimensional de variaciones de costos operativos y periodos de evaluación	122
VI.10	Eficiencia de un camión bajo distintas condiciones de trabajo	126
VI.11	Flujo de caja para distintos escenarios de operación del camión convencional	128
VI.12	Flujo de caja para distintos escenarios de operación de la locomotora	128
VI.13	Diferencia de flujo de caja para distintos escenarios de operación del camión y locomotora	129
VI.14	Valor presente de la diferencia de flujo de caja para distintos escenarios De operación del camión y locomotora	129
VI.15	Valor presente esperado de las diferencias de flujo de caja	130
VII.1	Capacidad y tiempo de operación de la sección de trituración	133
VII.2	Distribución del tiempo de operación de la sección de trituración	133
VII.3	Consumo de energía eléctrica en la sección de trituración	133

VII.4 Consumo de bola y energía en la sección de molienda	135
VII.5 Distribución del tiempo de operación en la sección de molienda	136
VII.6 Disponibilidad y utilización de los molinos	136
VII.7 Consumo de reactivos en el proceso de flotación	137
VII.8 Balance metalúrgico	137
VII.9 Parámetros de operación de la sección de flotación	137
VIII.1 Mineral a producir en el sistema actual	143
VIII.2 Flujo de mineral en cada una de las rutas	144
VIII.3 Mineral a explotar de los rebajes si se utiliza camión convencional y se habilita la ruta TR12-Patio	144
VIII.4 Flujo de mineral en cada una de las rutas si se utiliza el camión Convencional en la ruta TR12-Patio	145

RESUMEN

La unidad minera *La Guitarra* se encuentra al suroeste del Estado de México, y al noroeste de la Villa de Temascaltepec, a 73 km de la ciudad de Toluca. Esta zona minera es conocida desde la época prehispánica, en la Colonia inicia la explotación formal del yacimiento, aunque de forma superficial.

Recibe el nombre de *La Guitarra* por la apariencia del mineral, ya que se presenta en forma de bandas mineralizadas en una matriz de cuarzo. La mineralización del cuerpo es típica de los yacimientos epitermales argentíferos. En la zona superior de oxidación se encuentran oro y plata nativos, pirita aurífera, pirargirita, proustita y limonita en matriz de cuarzo y feldespatos; en la zona inferior de la zona de oxidación o de enriquecimiento secundario, existe la argentita los sulfo-antimoniuros y sulfo-arseniuros de plata, galena argentífera, y pequeñas cantidades de esfalerita y calcopirita, y la zona inferior, o sea la de los sulfuros primarios, contiene algo de argentita y mayor abundancia de pirita y galena. Esta zona, de escasos valores por lo general no es económicamente explotable.

El origen de este yacimiento se debe a la separación del cuarzo del magma granítico que penetró en una gran fractura formada por esfuerzos de tensión. Los cuerpos mineralizados se presentan en forma de clavos irregulares a lo largo de vetas de cuarzo. Sus dimensiones varían a lo largo desde 11 a 76 m y de manera vertical desde 9 a 140 m, el ancho promedio de los clavos es de 1.70 m.

El yacimiento mineral forma franjas mineralizadas, estas franjas tienen anchos variables, y pueden contener zonas de alta ley (clavos) o baja ley (caballos). Cada franja tiene un eje de leyes máximas a partir del cual las leyes del elemento correspondiente disminuyen hacia ambos lados alejándose del eje.

La evaluación geoestadística del yacimiento muestra que la distribución de valores metálicos responde al zoneamiento propio de los yacimientos hidrotermales, donde existe una disminución de plata cuando se incrementa la profundidad. El extremo NW de *Guitarra* en las coordenadas 2,200 y 2,800 tiene elevadas posibilidades de convertirse en la zona de explotación principal en el futuro, por la distribución de oro que oscila entre 1.0 g/t y 1.5 g/t y para la plata entre 150 g/t y 250 g/t. En la parte SE, muestra las leyes más atractivas, pero es una área pequeña en sentido horizontal, hacia la vertical muestra continuidad por debajo de una elevación de 2,000 m. En la parte central y por debajo de la elevación de 2,200 m, el panorama es adverso, ya que el modelo indica una extensa zona estéril, que se extiende desde el panel 1,400 hasta el panel 2,200.

Si la ley mínima de corte es 0.28 oz/t de Au equivalente, la distribución de valores en el yacimiento es la siguiente: el 42% está por debajo de 0.28 oz/t de Au equivalente, y esta parte del yacimiento es considerada como tepetate, y el 58% mineral. Si el total de reservas explotables son 940,085 y si la mina tiene una producción de 108,000 t la vida del yacimiento es de 8.7 años.

La producción en la unidad *La Guitarra* es de 300 t/día con leyes promedio de 3.0 g/t de Au y 300 g/t de Ag, el sistema de explotación empleado es el de corte y relleno con tepetate y como sistema de beneficio se utiliza la flotación de sulfuros bulk.

Las obras de preparación en la mina son rampa de servicios, cruceros de acceso de la rampa al rebaje, contrapozo metalero, cruceros al contrapozo metalero y contrapozos de ventilación. Estas obras son coladas al bajo porque existe la posibilidad de ramaleos mineralizados al alto del cuerpo mineral.

El equipo utilizado para el tumbe de mineral es la máquina de pierna neumática (jackleg), el diámetro de la barrenación es de 3.8 cm y con una longitud de 2.4 m. Las plantillas de barrenación son variables dependiendo de las condiciones de los rebajes y pueden ser rectangulares, cuadradas y a tresbolillo, con bordos que van de 0.7 m a 1.0 m y espaciamientos de 0.8 m a 1.1 m. Para el control de la dilución por tumbe se marca una línea roja en el cielo del rebaje que indica el límite del mineral y en las dos tablas se marca otra línea a un metro del piso que debe estar nivelado, para el control del rezagado.

El transporte del mineral se realiza con cargadores frontales, camiones de bajo perfil y camión convencional, existen diversas rutas desde el lugar de tumbe de mineral hasta la planta de beneficio, en este trabajo se intenta definir las rutas y las cantidades de mineral a explotar de cada rebaje para minimizar el costo de acarreo, aplicando modelos de transporte de programación lineal.

Las técnicas de optimación se han desarrollado desde hace mucho tiempo, pero con la comercialización a gran escala de la computadora personal estas técnicas se han vuelto muy populares, y son herramientas poderosas donde es posible comparar una gran cantidad de alternativas en la solución de un problema. En el campo de la minería se han desarrollado más lentamente que en otros, por ejemplo en la ingeniería civil estos métodos son utilizados comúnmente. En la minería pueden aplicarse en la optimación de la producción, en la planta de beneficio en la determinación de los parámetros más favorables en la concentración de minerales.

El modelo de transporte a costo mínimo se utilizó primero para optimar la operación actual, sin considerar otras rutas u equipos. La optimación de este sistema mejora el costo de acarreo en 7%, que no representa un ahorro importante, por lo tanto se generaron algunas alternativas que incluyen obras y equipo adicional al sistema. Dentro del equipo se considera una locomotora o un camión convencional de volteo, y de las obras propuestas son el avance del nivel principal de acarreo, un contrapozo robbins, y un contrapozo convencional para comunicar el c/p 1874 con el nivel principal. Con el sistema modificado el costo podría disminuir hasta un 32.7% utilizando locomotora y un 20.8% con el camión convencional.

El estudio financiero utiliza el método del valor presente para comparar las alternativas de camión de volteo o locomotora en el arco de acarreo propuesto, y muestra que la opción más económica es el uso de camión convencional.

El análisis de sensibilidad muestra que cuando la tasa de interés disminuye más del 50%, la elección del equipo de acarreo cambiaría a la locomotora. Por otro lado la diferencia de flujo de caja de los costos operativos se incrementa, esto es posible al aumentar los costos del camión convencional o al disminuir los costos de la locomotora, en un 22.5%, la elección cambiaría a la locomotora. Cuando los periodos de evaluación se incrementan a más de 9 años, la elección cambiaría a la locomotora.

El efecto combinado de las variaciones en las diferencias de flujo de caja y en los periodos de evaluación traen como resultado los siguiente; para un incremento en las diferencias de flujo de caja del 10% y un incremento en los periodos de evaluación a 9 años, la elección del equipo cambie a la locomotora esto también ocurre si se incrementa el flujo de caja 20% y aumentan los periodos de evaluación a 8 años.

El análisis de riesgo muestra que la opción más rentable es la elección del camión convencional en el arco *TR12-Patio* con una probabilidad de 99.2%.

INTRODUCCIÓN.

El presente trabajo tiene como objetivo optimar el sistema de acarreo de la unidad minera *La Guitarra*, y evaluar su modelo geoestadístico de reservas de mineral, además de revisar aspectos relacionados con la explotación y el beneficio del yacimiento.

En el capítulo I, *Generalidades*, se describe la situación geográfica, el entorno histórico social, político, cultural y económico de la localidad. En esta sección se hace una reseña histórica del desarrollo minero en la región desde la llegada de los españoles hasta la historia reciente, donde puede apreciarse la importancia del Distrito minero de Temascaltepec en el periodo Colonial.

En el capítulo II, *Información geológica*, se proporcionan desde datos geológicos regionales hasta específicos del yacimiento *La Guitarra*. Entre los más importantes se pueden señalar, la relación que existe con otros yacimiento auro-argentíferos de la región, la forma, el tamaño, y las distribución de valores en *La Guitarra*.

En el capítulo III, *Evaluación del modelo geoestadístico del yacimiento*, se cuantifican las reservas, y se proporciona información acerca de la distribución de valores en la región con el objetivo de planear la exploración dentro del cuerpo, y del mismo modo el desarrollo de las obras mineras. Lo más destacado de esta evaluación es que proporciona un vistazo rápido al comportamiento de los valores, por ejemplo indica que en la parte sureste del yacimiento existe una elevada posibilidad de encontrar mineral con leyes por encima de los 9 g/t de oro y 661 g/t de plata, y que en la región central entre los paneles 1,400 y 2,200 y por debajo de una elevación de 2,200 m, la posibilidad de encontrar mineral económico es adversa, y en la región noroeste el contenido de oro es constante, pero con una disminución de plata con la profundidad.

En el capítulo IV, *Situación actual de la unidad*, se describe la situación de la unidad minera, abarcando desde el comportamiento del mercado del oro y la plata, producción, reservas y costos. Además se proporciona información acerca del sistema de explotación empleado y algunas características de los rebajes, como son leyes, obras de preparación y plantillas de barrenación.

Una parte del capítulo está dedicada a describir el sistema de acarreo actual considerando el equipo, las rutas empleadas en transportar el mineral desde los rebajes hasta la planta de beneficio, los costos involucrados en esta operación, además de plantear la problemática del transporte del mineral.

En el capítulo V, *Optimación del sistema de acarreo*, se inicia con la recopilación de conceptos generales relacionados con las técnicas de optimación, y se profundiza en modelos de transporte utilizando programación lineal. Los modelos revisados son transporte a costo mínimo, ruta mínima y flujo máximo. De estos se escoge el modelo de transporte a costo mínimo, que debe de satisfacer algunas restricciones como son los contenidos metálicos, y el volumen de mineral que debe de procesar la planta de beneficio.

Una vez planteado el modelo, se implanta en una hoja de cálculo para su solución, y esta indica que el costo operativo en el sistema actual puede mejorarse en un 7%, sin realizar ningún tipo de inversión, donde lo único que debe hacerse es una planeación del acarreo.

Del análisis de obras mineras se proponen algunas obras para crear otra ruta de acarreo en el sistema y equipo adicional con el objetivo de modificarlo y minimizar su costo. El modelo del sistema de acarreo modificado es optimado y los resultados indican que el costo de operación puede disminuir desde un 32.7 % hasta un 20.8 %, según el equipo de utilizado en la nueva ruta.

En el capítulo VI, *Evaluación financiera*, se comparan los dos equipos de acarreo con el objetivo de determinar la opción más económica. La evaluación se realiza utilizando el método del valor presente, que indica que la alternativa más barata es el uso del camión convencional, pero el análisis de sensibilidad indican que bajo una combinación de escenarios la opción puede cambiar, por ejemplo si se incrementa el costo operativo en un 22.5 % la elección cambiaría a la locomotora. El análisis de riesgo indica que existe un 99.2% de que la opción más rentable sea el uso del camión convencional.

En el capítulo VII, *Descripción del sistema de beneficio* se describe de manera general el sistema de beneficio del mineral producido. Y en el capítulo VIII, *Conclusiones y recomendaciones* se proporcionan de forma resumida las conclusiones y recomendaciones en la planeación de la exploración (de la evaluación del modelo geoestadístico) y en el desarrollo de obras mineras combinadas con el uso de equipo adicional con el objetivo de mejorar el sistema de acarreo (optimación del sistema de acarreo).

Del análisis de obras mineras se proponen algunas obras para crear otra ruta de acarreo en el sistema y equipo adicional con el objetivo de modificarlo y minimizar su costo. El modelo del sistema de acarreo modificado es optimado y los resultados indican que el costo de operación puede disminuir desde un 32.7 % hasta un 20.8 %, según el equipo de utilizado en la nueva ruta.

En el capítulo VI, *Evaluación financiera*, se comparan los dos equipos de acarreo con el objetivo de determinar la opción más económica. La evaluación se realiza utilizando el método del valor presente, que indica que la alternativa más barata es el uso del camión convencional, pero el análisis de sensibilidad indican que bajo una combinación de escenarios la opción puede cambiar, por ejemplo si se incrementa el costo operativo en un 22.5 % la elección cambiaría a la locomotora. El análisis de riesgo indica que existe un 99.2% de que la opción más rentable sea el uso del camión convencional.

En el capítulo VII, *Descripción del sistema de beneficio* se describe de manera general el sistema de beneficio del mineral producido. Y en el capítulo VIII, *Conclusiones y recomendaciones* se proporcionan de forma resumida las conclusiones y recomendaciones en la planeación de la exploración (de la evaluación del modelo geoestadístico) y en el desarrollo de obras mineras combinadas con el uso de equipo adicional con el objetivo de mejorar el sistema de acarreo (optimación del sistema de acarreo).

CAPÍTULO I. GENERALIDADES

A. Localización

El Distrito Minero de Temascaltepec, se encuentra situado en la porción suroeste del Estado de México. La Villa de Temascaltepec, cabecera del municipio del mismo nombre, está ubicada a 140 km al suroeste de la Ciudad de México y a 70 km al suroeste de Toluca. Sus coordenadas geográficas son $19^{\circ} 02' 14''$ de latitud norte y $100^{\circ} 02' 47''$ de longitud oeste, con una elevación de 1720 msnm. La región está comunicada por la carretera federal No. 130, Toluca-Zihuatanejo.

La unidad minero-metalúrgica *La Guitarra*, que es parte de la compañía *Minera Arauco S.A. de C.V.*, se localiza a 6 km de la población de Temascaltepec, sus coordenadas geográficas son $19^{\circ} 04'$ latitud norte y $100^{\circ} 04' 30''$ longitud oeste. En el km 67 de la carretera No. 130 hay una desviación a la derecha, donde entronca la carretera que va a Valle de Bravo, que conduce a la Ranchería de La Albarrada, lugar donde se encuentran las instalaciones de la mina. El tiempo de recorrido de la Cd. de Toluca a la unidad es de 1 hora 25 minutos (Figura I.1).

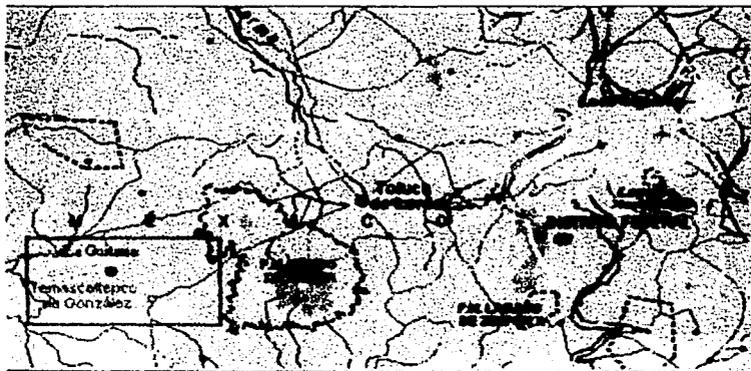


Figura I.1. Localización geográfica de la unidad minera *La Guitarra*.

Lo que actualmente es Temascaltepec, se llamaba Cacalostoc antes de la llegada de los españoles y no había población alguna. Al establecerse en él los españoles en 1556, le dieron el nombre de Temascaltepec por el hecho de estar cerca del pueblo de Temascaltepeque, que corresponde hoy día a Valle de Bravo.

TESIS CON
FALLA DE ORIGEN

B. Clima, flora y fauna.

El clima de la región se clasifica como templado-subhúmedo con lluvias en el verano, su temperatura media anual de 20 °C no registra fuertes cambios durante las 24 horas del día en las diversas estaciones del año. Existe una temporada de lluvias bien definida, que principia en mayo y termina a fines de octubre, la precipitación pluvial anual varía entre 800 y 1 600 mm. Los meses más lluviosos son agosto y septiembre. Las lluvias son moderadas y casi nunca hiela.

La flora de este Distrito es una de las más variadas del Estado de México, y comprende desde especies de tierra fría hasta productos totalmente tropicales. Entre las variedades más sobresalientes se consideran guajes, copal blanco, copal chino, cedro, aile, fresno, encino, jacaranda, aguacate, palmeras de dátil, encontrándose además una gran variedad de plantas silvestres y medicinales. Por ser Temascaltepec una región montañosa y agreste, se encuentra también una gran variedad de animales, de los que se mencionan los siguientes:

Mamíferos: caballo, asno, mula, perro, gato, gato montés, cerdo, buey, vaca, carnero, cabra, venado, jabalí, ardill, cuinique, hurón, conejo, liebre, armadillo, tejón, tigrillo, murciélago, rata, rata de campo, tuza, zorrillo, tlacuache, zorro.

Aves: águilas, gavilán, zopilote, cuervo, tecolote, urraca, chachalaca, codorniz, paloma blanca, paloma doméstica, jilguero, canario, pájaro carpintero, pájaro mosquero, primavera, gorrión, tordo calandria, colibrí, cardenal, golondrina, faisán, perico, guacamaya, tórtola, gallina, pato, guajolote, ganso.

Reptiles: víboras de diversas especies y colores, iguana, lagartija, tortuga, alicante.

Insectos: luciérnaga, mayate, cucaracha, grillo, chapulín, libélula, abeja, polilla, diversas especies de mariposas, pulga, pulgón, chinche, cochinilla, zancudo, langosta, caracol, alacrán, garrapata, ciempiés, araña.

C. Perfil histórico del Distrito minero de Temascaltepec.

Temazcaltepetl fue el nombre que le dieron los mexicas al lugar conocido hoy día como Valle de Bravo, al conquistar el valle de Tollocan, y otras comunidades matlatzincas del sur del Estado. Al establecer allí un asentamiento humano, buscaron con qué identificarlo y al ver temascales (baños de vapor) en un cerro (conocido actualmente como *La Peña*), le llamaron de ese modo, *Temazcaltepetl*. Se debe aclarar que en el lugar que hoy se conoce como Temascaltepec, no existía población alguna en la época prehispánica.

Temascaltepec es una palabra náhuatl, compuesta por *temazcalli* que significa *casa de baño*, de los antiguos mexicanos, y *tepetl*, equivalente a cerro. Entonces el nombre correcto es *Temazcaltépetl* y significa *cerro de los temascales o baños de vapor*; pero es adecuado también usar el nombre de Temascaltepec, porque la terminación *tepec*, es frecuente en los nombres geográficos para denotar población, y además la palabra se castellanizó cambiando la *z* por la *s*.

Como los antiguos mexicanos usaban una escritura jeroglífica, al *tepetl* lo describían como un cerro verde con una boca roja en su base, y al *temazcal* lo dibujaban como una pequeña casa de la que salen lenguas de fuego. De ahí que el jeroglífico de Temascaltepec se forme dibujando simplemente un cerro y una casa encima de él, con unos salientes que indican fuego (Stapples, 1994).

1. Época prehispánica.

La extensa región habitada por los matlatzincas era conocida como Valle del Matlatzinca, se hallaba establecida entre los dos reinos más poderosos, el de Anáhuac y el de Michoacán. Abarcaba todo el valle de Tollocan, hasta Tuzantla y Tlaximaloyan (hoy Ciudad Hidalgo).

Con excepción del Real de Minas de Temascaltepec, que fue fundado posteriormente y habitado por españoles, los primeros pobladores de las demás comunidades del municipio fueron de origen matlatzinca. El dios principal de los matlatzincas de Tollocan fue Coltzin (deidad agrícola) y los matlatzincas de la actual región del municipio de Tamascaltepec rendían culto a Quequex, dios del fuego.

Axayácatl, sexto tlatoani de Tenochtitlán, en su constante afán por extender el imperio mexica declaró la guerra a los matlatzincas y conquistó su capital, Tollocan y otros sitios de esa región. Los matlatzincas ocupaban un espacio estratégico entre los pueblos mexica y tarasco, y una vez sometidos, los mexicas continuaron sus ataques contra los tarascos, quienes nunca pudieron ser sometidos. Los matlatzincas eran comerciantes muy activos y grandes viajeros. Vendían las redes que ellos fabricaban, el nombre matlatzinca significa *hombres de la red*.

Debe considerarse además como hecho histórico del Temascaltepec precortesiano el que esta localidad minera fue conocida y explotada con sistemas muy rudimentarias antes de la conquista española. Los matlatzincas primero y después los mexicas, hicieron pequeñas excavaciones para obtener oro y plata y también explotaron los placeres de los ríos *El Vado* y *Temascaltepec*.

2. Época colonial.

Antes de que Hernán Cortés se apoderara de Tenochtitlán, mandó a Andrés Tapia y a Gonzalo de Sandoval para que sometieran a los matlatzincas, aliados de los mexicas. Una vez que Gonzalo de Sandoval conquistó fácil y rápido Toluca en 1520, Cortés empezó a formular proyectos para encontrar yacimientos de oro y plata que existían en el sur de Toluca, de los que ya tenía conocimiento, proporcionado por los mismos indígenas.

Las minas de Temascaltepec se empezaron a explotar con cierto método después de la conquista española. El acontecimiento fundamental del mineral de Temascaltepec durante la dominación española, fue nada menos que su descubrimiento, su fundación como pueblo y su reconocido florecimiento. La minería marcó su aparición y su destino para siempre.

En 1555 un indígena de nombre Adriano, originario de Texcaltitlán, que tenía noticias de que en La Albarrada había una gran cantidad de oro y plata, llevó a este lugar a cinco españoles de nombres Diego Martín Cuadrado, Alvaro González, Francisco Gómez Bernal, Lorenzo Yáñez, y Francisco de Vargas. De todos ellos, el que quedó más interesado en la empresa y con deseos de volver fue Francisco Gómez Bernal.

Al año siguiente, 1556, regresó únicamente Francisco Gómez Bernal a La Albarrada, acompañado de Juan Gómez de Salazar, con el firme propósito de explotar los yacimientos que se encontraran. Al empezar a trabajar las vetas sacaron oro y plata, se difundió la noticia y llegaron más mineros. En tal virtud, fue en La Albarrada donde los españoles iniciaron la explotación de las minas del municipio en 1555, y fue también el primer poblado, aunque muy pequeño.

Como los metales de La Albarrada son muy duros y difíciles de ser beneficiados, además de que no había ríos en ese lugar, aquellos mineros lo abandonaron y se trasladaron a lo que actualmente es el poblado de Temascaltepec, porque se habían descubierto minerales más blandos y de mayor rendimiento, según Gaspar de Covarrubias.

Desde su principio el Real de Minas de Temascaltepec fue adquiriendo fama por la abundancia y la calidad de sus metales. Por ello fueron llegando a él, paulatinamente más y más mineros, capitalistas y operarios de distintas regiones, aunque también esclavos.

Las principales minas que se explotaron en la época colonial fueron: Mina de Agua, Los Tres Reyes, El Rey, Las Doncellas, Los Tajos, Gachupina, Magdalena, La Guitarra, San José, Jesús Nazareno, La Asunción, Quebradillas, La Soledad, La Sierra, Cruz Blanca, Veta Negra, La Luz, Veta Rica, Loma Pelada, Mina Grande, Rosario y Ocotillos.

En la época virreinal, Temascaltepec fue considerado como uno de los centros mineros más importantes. Una prueba de su enorme poderío político-económico, fue el hecho de haber sido cabecera Alcaldía Mayor. Más aún el famoso Mineral de Sultepec fue agregado a la Alcaldía mayor de Temascaltepec.

3. Siglo XIX

a. Guerra de Independencia.

En la guerra de independencia la región sur del Estado de México, que formaba parte de la Intendencia de México, aportó considerables grupos de guerrilleros que emprendieron la marcha de la insurgencia, y además fue escenario de numerosas y sangrientas luchas. Algunos de los insurgentes nacidos en el Real de Temascaltepec, fueron los capitanes Ignacio Gómez y Tedosio Rubí y los coroneles Francisco Revilla, Francisco Ocampo y Manuel Valente Gómez. Este último, además de ser benefactor del movimiento independiente, por destinar dinero propio a la revolución insurgente, logró salvar la vida de Nicolás Bravo y Vicente Guerrero, que estaban prisioneros en la Hacienda de Axalco, ofreciendo quedarse él a cambio de la libertad de aquéllos, y al verlos a salvo se fugó hábilmente.

En los albores del México independiente, se erigió el Estado de México y se instaló el primer ayuntamiento mexicano en el municipio de Temascaltepec, mismo que estuvo sujeto a distintos cambios en la historia de las divisiones geográfico-políticas en la entidad.

Apenas quedó liberada la nación del imperio español, Temascaltepec se vio invadido de inversionistas, comerciantes y viajeros de Norteamérica y Europa, especialmente ingleses, que venían a realizar negocios aprovechando para ello la reducción decretada por el nuevo gobierno respecto de los excesivos impuestos que pesaban sobre la minería antes de la insurrección. Fue el periodo que se conoce como *la fiebre minera inglesa de 1824*, que tanto alentó a la industria minera después de su postración por la guerra insurgente.

Las compañías que explotaban minas en el municipio, en los años 1824 y 1826 según Charles B. Dahlgreen y Henry G. Ward, eran dos inglesas, dos estadounidenses y una alemana. Las compañías inglesas fueron: a) United Mexican Company que explotó las minas de La Magdalena, La Guitarra, Los Reyes, San Antonio y San Diego; b) Mexican Mine Company, que trabajó la mina del Vado. Las compañías estadounidenses fueron: a) Mines of Baltimore Company que explotó las minas Las Ánimas, La Carnicería, La Mina de Agua, La Mina, San Juan de las Quebradillas; y b) New York Company. La compañía alemana se nombraba, Elberfeld, dueña de diez minas llamadas del Rincón, en Real de Arriba.

No obstante el abandono en que estaba buen número de minas a raíz de la expulsión de los españoles, Temascaltepec conservó en el siglo XIX y principios del XX su prestigio de mineral de primer orden, incluyéndose sus anexos, Real de Arriba, Mina de Agua y La Albarrada.

b. Invasión norteamericana.

Durante la desastrosa guerra entre Estados Unidos y México (1846-1848), Temascaltepec y Sultepec en patriótica respuesta al llamado del Gobernador Francisco Modesto de Olaguibel, organizaron partidas de guerrilleros para combatir a las tropas de los generales Zacarías Taylor y Scott. El sistema de guerrillas, que había resultado eficaz contra los españoles en la insurgencia y lo sería también en la lucha contra la intervención y el imperio, fue propuesto al Congreso del Estado por Olaguibel, en un intento desesperado por ayudar al gobierno central y detener el avance continuo del invasor. Ante el peligro de que Toluca fuera ocupada, los poderes locales fueron trasladados a Sultepec en 1848. Las guerrillas se formaban en las cabeceras de los partidos, como Temascaltepec, quedaban bajo el mando supremo del gobernador y eran pequeños grupos de civiles valientes, especialmente rancheros, que por todas partes le salían al enemigo, lo espían constantemente de día y de noche, lo atacaban por sorpresa, lo cansaban y le quitaban las armas.

Sin embargo, los norteamericanos entraron triunfalmente a la capital de la República en septiembre de 1847 y México perdió los territorios de Texas, Nuevo México, la Alta California y una parte de Coahuila.

c. Revolución de Ayutla.

Al iniciarse la revolución de Ayutla por Juan Alvarez y por Ignacio Comonfort (1-marzo-1854) contra la dictadura de Antonio López de Santa Anna, uno de los principales partidarios del plan de Ayutla en el Estado de México fue Plutarco González, este combatió en el sur del Estado efectuando constantes y exitosas campañas en Temascaltepec, Sultepec, Zacualpan y Valle de Bravo contra las tropas conservadoras, a las que derrotó y dispersó. Al vencer finalmente el Plan de Ayutla, Plutarco González fue nombrado comandante general del Estado de México y Gobernador del mismo. Y con éste doble carácter, lanzó desde Temascaltepec un manifiesto a los habitantes del Estado, el 13 de octubre de 1856, exhortándolos a la unión para afianzar la libertad. Además de señalar que el gobierno tiene la obligación de combatir y castigar a los rebeldes que perturban la paz, lamenta que "algunos mal aconsejados mexicanos, nos provocan a una guerra fratricida a nombre de nuestra Sagrada Religión, como si el Gobierno hubiese tenido la desgracia de atacarla y como si fuese capaz de aconsejar la guerra contra la Santa Religión del Crucificado, que no respira sino paz". Estas palabras de Plutarco González revelan que la lucha no era contra la religión, ni contra la Iglesia, sino contra los individuos que pretendían la supervivencia de viejas estructuras y de injustos privilegios, entre los que destacaba el clero.

Desde el 14 de noviembre de 1861 el municipio se llama Temascaltepec de González, en honor del mencionado general Plutarco González Pliego. Así lo estableció la Legislatura del Estado.

d. Guerra de Reforma.

Después de la muerte de Plutarco González (31-octubre-1857) y ya durante la Guerra de Reforma (iniciada en diciembre de 1857 con el Plan de Tacubaya) que se entabló entre

conservadores y liberales, el entonces coronel Felipe B. Berriózabal, al frente de las fuerzas constitucionalistas de la llamada División del Estado de México, tomó Temascaltepec y Valle de Bravo, entre febrero y marzo de 1858 y logró limpiar la región de gavillas de conservadores. Al igual que Plutarco González fue nombrado gobernador del Estado por sus méritos en campaña.

En la etapa histórica de la Guerra de Reforma, se encuentran estrechamente vinculadas al municipio de Temascaltepec las figuras de dos prominentes liberales que, además de haber sido compañeros de lucha, tanto en la Revolución de Ayutla como en la Guerra de Reforma, fueron gobernadores del Estado de México. Ellos son Plutarco González Pliego, toluquense, y el Lic. Manuel Alas Sardaneta, guanajuatense.

e. Intervención francesa e imperio.

En la lucha contra la invasión francesa salieron de Temascaltepec, Valle de Bravo, Tejupilco y otros pueblos vecinos, considerables grupos de improvisados combatientes republicanos que integraron la División del Estado de México y que bajo las órdenes del general Berriózabal marchó a Puebla a principios de abril de 1862 a combatir a los franceses, una vez ganada la batalla en Puebla el 5 de mayo de 1862, Juárez organizó militarmente al país. El 7 de junio de 1862 expidió un Bando por el que dividió el territorio del Estado de México en tres distritos militares; el primero estaba constituido por Temascaltepec, Sultepec, Tenango del Valle, Tenancingo, Toluca, Valle de Bravo, Ixtlahuaca y Jilotepec, considerándose a Toluca como capital. Desgraciadamente Puebla cayó el 17 de mayo de 1863 ante los ejércitos de Forey, que ocuparon después la ciudad de México en compañía de sus aliados, los mexicanos traidores del partido conservador. Posteriormente estos y aquellos, entraron a Toluca, comandados por el general Berthier, y se fueron apoderando poco a poco de los diversos pueblos del sur del Estado, entre ellos Temascaltepec, Valle de Bravo y Tejupilco. Era la guerra de chinacos (mexicanos republicanos) contra los suavos (franceses) y los mexicanos conservadores que servían a Napoleón III y al imperio de Maximiliano. Al final de ese conflicto intervencionista, el gobierno de Juárez venció a la monarquía francesa y se restableció la República.

f. Porfirismo.

Temascaltepec resultó favorecido, en términos generales, por el impulso que recibió la economía en el régimen de Porfirio Díaz que duró casi 34 años. Tales beneficios consistieron en una notable actividad minera y en la construcción de obras materiales de beneficio colectivo. Temascaltepec siguió siendo durante el gobierno porfirista uno de los distritos más productivos de oro, plata, plomo y cobre, tanto para la acuñación de moneda como para la exportación de metales preciosos a otros países; ya que junto con Sultepec y Zacualpan está localizada en la región más rica del Estado de México. Las poblaciones de Temascaltepec, Real de Arriba, Mina de Agua y La Albarrada, se levantan sobre riquísimos yacimientos de oro, plata, plomo, cobre, azogue y otros metales. En 1891 el ilustre ingeniero de minas Santiago Ramírez, al efectuar una exploración que le encomendó la Secretaría de Fomento, comprobó que en el mineral de Temascaltepec existían 62 minas señalando nombres y ubicación de las mismas, divididas en seis grupos. Es larga la lista de tales minas, con algunos nombres curiosos como San José del Cura, El Ratón, El Murciélago, Lincoln, La Hedionda, El Santo Entierro y Los Locos.

Temascaltepec llegó a tener 18 Haciendas beneficiadoras de metales. Las más importantes fueron: El Vado, La Presa, Doña Rosa, La Purísima, El Pedregal, El Rosario, San José y La Providencia.

Real de Temascaltepec vivió sin duda su tercera época de esplendor, durante el régimen del general Díaz. Haciendo un lado las fallas políticas y administrativas de la dictadura porfirista, el hecho real fue que hubo trabajo para mucha gente y por lo mismo, hubo dinero para vivir con desahogo en este Mineral, cuyo florecimiento originaba aumentos en la población; por ejemplo en 1878 tenía 10, 267 habitantes y en 1900, 18,762

4. Siglo XX.

a. Revolución.

El sur del Estado de México en tiempos de la Revolución, por su proximidad con Morelos y Guerrero, se convirtió en importante centro de operaciones de las guerrillas zapatistas, que combatieron sistemática y encarnizadamente a las tropas federales. Por tal razón Temascaltepec fue escenario de sangrientos combates, pero con desastrosos resultados, puesto que la cabecera fue salvajemente destruida, como no lo había sido jamás.

La plaza de Temascaltepec fue ocupada por las tropas maderistas el 6 de junio de 1911 para protección de los vecinos y de los mismos intereses políticos y estratégicos del gobierno. Desde ese día fueron constantes las invasiones y los ataques guerrilleros, y por tanto, los choques entre cabecillas rebeldes y fuerzas oficiales, con la consiguiente paralización de las minas y todo un cúmulo de penalidades para la población. La cabecera municipal, resguardada por la fuerza pública, permaneció siempre fiel al gobierno legalmente constituido pero quedó rodeada de pueblos zapatistas, por eso fue incendiada dos veces.

El 4 de octubre de 1916 fue el día final para él en otros tiempos famoso Mineral de Temascaltepec. Fue el día en que se desató el espantoso infierno zapatista y dentro del que, salvo el templo parroquial y la capilla de San Francisco, todo quedó consumado y consumido por el fuego. Durante 3 años fue abandonado Temascaltepec. Únicamente tres personas se quedaron escondidas logrando sobrevivir comiendo raíces y legumbres. Fue hasta el 17 de agosto de 1919 cuando regresaron los primeros ciudadanos al pueblo, para empezar a reconstruirlo.

b. La Guerra de Los Cristeros.

En 1926 tuvo lugar en México otro conflicto religioso, similar al del siglo XIX en tiempos de la Reforma. Desde que se promulgó la Constitución de 1917 el clero empezó a protestar contra algunos de sus artículos (3º, 5º, 27, y 130) que consideraba antirreligiosos. Obispos y sacerdotes fueron detenidos, otros desterrados, se clausuraron algunos templos en el país. Se multiplicaron las manifestaciones católicas de inconformidad, particularmente en Jalisco y Michoacán. Se produce un atentado en la Basílica de Guadalupe (4-noviembre-1921). Al asumir la presidencia de la República Plutarco Elías Calles, se intensifica la lucha entre el gobierno y el clero. En Real de Temascaltepec José de la Luz Rivera se levantó en armas en 1927 contra el gobierno. En vista de que la mayoría de la población era católica, tuvo muchos partidarios en la cabecera y en los pueblos vecinos. El 27 de octubre de 1927, el general Rivera atacó con 2,000 hombres la plaza de Temascaltepec. Después del Ataque llegó el general Adrián Castrejón con 200 hombres bien equipados y expulsaron a los cristeros de Temascaltepec. El general Rivera tuvo varias incursiones en Temascaltepec, y cada una de ellas era reprendida por las fuerzas oficiales.

c. Últimos acontecimientos mineros.

La rehabilitación de las minas de Temascaltepec fracasó en el siglo **XX**, debido a que los concesionarios de los fundos mineros, así como los promotores de negocios que se han interesado en este Distrito Minero han carecido de capacidad económica para el objeto, y porque su objetivo ha sido únicamente el descubrimiento y explotación de bonanzas y no el aprovechamiento industrial de mediana ley. Por el año de 1959 el Sr. Ernesto Ancira, asociado con un capitalista de apellido Miller, fundaron la *Compañía Minera Ancimilco, S.A.*, la cual fracasó en 1963 al agotarse los fondos del Sr. Miller; posteriormente el mismo Sr. Ancira junto con un norteamericano de apellido Fridus crearon la empresa Bensilice S.A., la cual se declaró en quiebra dos años después, esta empresa trabajó las minas de *La Cruz, San Francisco y Las Animas* (Stapples, 1994).

5. Situación actual.

a. Demografía.

De acuerdo con el XI Censo General de Población y Vivienda, INEGI, 1990, el municipio de Temascaltepec tenía en ese año una población de 26,968 habitantes, de los cuales 13,517 habitantes (50.1 %) eran hombres y 13, 451 habitantes (49.9 %) eran mujeres. La mayor parte de los asentamientos humanos del municipio, se localizan en la cabecera.

La densidad de población en el municipio es de 49 hab/km². Por tanto la localidad más poblada es Villa de Temascaltepec de González, le siguen San Francisco Oxtotilpan y San Andrés de los Gama.

Conforme al citado censo de 1990, había una población de 1,462 personas que hablaban, entre otras lenguas indígenas, náhuatl (311 habitantes), matlatzínca (998 habitantes)

Las principales causas de morbilidad (enfermedades causadas por microbios) y mortalidad, según el censo de 1990 fueron: parasitarias, infecciosas, del aparato respiratorio, cardiovasculares y gineco-obstétricas. Los accidentes y los homicidios tuvieron también un lugar importante en el registro de muertes. En épocas de frío los motivos principales de morbi-mortalidad son las enfermedades de las vías respiratorias, especialmente pulmonías, y en temporada de calor las gastrointestinales.

b. Organización social.

Salubridad.

En la cabecera municipal se cuenta con: 1) un centro de Salud "B" con hospital para seis camas, dependiente de los Servicios Coordinados de Salud en el Estado; 2) una clínica para derechohabientes del Instituto Mexicano del Seguro Social; 3) un consultorio médico para derechohabientes del Instituto Mexicano del Instituto de Seguridad y Servicio en el Estado de México y Municipios, ISSEMYM; 4) un consultorio médico para derechohabientes del Instituto de Seguridad y Servicios Sociales para los Trabajadores al Servicio del Estado, ISSSTE.

En los lugares periféricos de la cabecera municipal se prestan los siguientes servicios de salud y asistencia: 1) casas de Salud en San Francisco Oxtotilpan, La Comunidad y San Pedro Tenayac, para atender a un promedio de 3,000 habitantes en cada zona, por un pasante de medicina en servicio social; 2) un centro de Salud en Tequesquipan para dos camas en tránsito; 3) una Unidad Médico-Rural del IMSS-COPLAMAR en San Miguel Oxtotilpan, San Mateo

Almomoloa, San Lucas del Pulque y Real de Arriba, cada unidad es atendida por un pasante en servicio social y dos enfermeras auxiliares.

Educación.

Los servicios educativos en el municipio son de los siguientes niveles: a) educación elemental, con 19 jardines de niños y 50 escuelas primarias; b) educación media básica, con 5 secundarias y 6 telesecundarias; c) educación media superior, con una preparatoria y d) educación superior, con la Facultad de Ciencias Agrícolas de la UAEM.

Según el Censo de 1990 en el municipio había un total de 3,138 analfabetos (1,233 hombres y 1,905 mujeres).

Se encuentran cuatro bibliotecas en la cabecera municipal: una pública y tres escolares.

Religión.

Casi la totalidad de la población es católica. Sólo una parte es adepta al protestantismo, especialmente a la secta denominada Testigos de Jehová, a cuyos miembros se les llama vulgarmente atalayos, por el nombre de su revista *La Atalaya*.

En la cabecera municipal existen las siguientes congregaciones religiosas: Asociación del Señor del Perdón, Asociación del Sagrado Corazón, Asociación de la Virgen de Guadalupe, Asociación de la Virgen del Carmen, Adoración Nocturna, Asociación Catequética y Acción Católica.

Representaciones públicas y deportes.

En el municipio no se verifican fiestas agrícolas o comerciales, ni exposiciones artesanales o de otra índole; pero son frecuentes las fiestas particulares y las kermesses durante todo el año, muy en especial en la cabecera. No hay espectáculos de cine o teatro, con excepción de las representaciones teatrales escolares.

Los deportes constituyen una importante diversión. Se practican fútbol, basquetbol, además ping-pong, billar, dominó y ajedrez. El juego de la baraja sigue siendo un entretenimiento favorito en pueblos y rancherías.

c. Panorama económico.

De acuerdo con el XI Censo General de Población y Vivienda, la población ocupada fue de 6,700 habitantes, (574 habitantes menos que en 1980 debido a la emigración de la mano de obra a los centros urbanos estatales, nacionales e internacionales). Del total de la población ocupada el 71.6 % corresponde al sector primario, el 10.7 % al secundario, el 13.7% al terciario y el 4 % no está especificado. Lo anterior refleja que el municipio tiene una vocación predominantemente agropecuaria.

Dentro de las actividades del sector primario destaca la agricultura, con los siguientes cultivos; maíz con 81.3 %, avena con 15.1 %.

La actividad ganadera se considera del tipo familiar orientada al mercado local y al autoconsumo. Del total de las cabezas de ganado, 22,112, destaca el bovino con 35.2 %, siguiéndole en orden de importancia el ovino con 27.9 %, porcino 24.1 %, equino 8.3 %, y caprino 4.5 %.

La actividad industrial se considera como incipiente, aunque actualmente se le ha prestado mayor atención a la industria extractiva. De acuerdo con la información proporcionada por la Dirección General de Industria, Minas y Artesanías, el Municipio de Temascaltepec cuenta con 16 localidades mineras, de las cuales 10 son de minerales metálicos y 6 son de minerales no-metálicos; considerándose 2 como activas, Veta *La Guitarra* con explotación de oro y plata, y San Francisco Oxtotilpan con explotación de arena y grava.

La industria establecida en el municipio es escasa y poco desarrollada, ya que en su mayoría son empresas micro y pequeñas; la maquinaria y equipo poco tecnificado y la infraestructura industrial no es atractiva para el establecimiento de empresas.

d. Organización política.

En la Villa de Temascaltepec el gobierno lo ejerce un ayuntamiento de elección popular directa, que dura tres años en funciones y está integrado por un presidente municipal, un síndico procurador y seis regidores. Cada uno de tales funcionarios tiene un suplente, elegido por el pueblo.

El presidente municipal es el jefe del ayuntamiento, el encargado de ejecutar las disposiciones de éste, sobre todo las contenidas en el Bando Municipal, es el representante jurídico del ayuntamiento ante toda clase de autoridades. El síndico procurador es el mandatario del ayuntamiento, que tiene como principales funciones la de defender los intereses del municipio, vigilar los manejos de la tesorería, controlar la existencia y destino de los bienes muebles e inmuebles propiedad del municipio. Los regidores suplen al presidente municipal en sus faltas temporales, vigilan y atienden diversos ramos de la administración.

Son autoridades auxiliares del municipio los delegados y sub-delegados, jefes de sector y jefes de manzana. Los delegados y sub-delegados son elegidos por vecinos de cada pueblo de entre una terna de personas propuestas por el ayuntamiento.

CAPÍTULO II. INFORMACIÓN GEOLÓGICA.

A. Geología regional.

La zona minera de *La Guitarra* se encuentra al surponiente del Estado de México, y al noroeste de la Villa de Temascaltepec. Esta zona minera es conocida desde 1555.

La fisiografía del distrito minero al cual pertenece el yacimiento es típica de la altiplanicie mexicana, consiste de un pequeño valle fluvial que desciende de oriente a poniente y se encuentra limitado por altos cerros constituidos por rocas extrusivas, mismas que durante el terciario cubrieron al terreno más antiguo. Al finalizar la actividad volcánica se produjeron hundimientos por gravedad que dieron lugar a fracturas y fallas normales, con echados casi verticales, favorables al ascenso de las soluciones hidrotermales mineralizadoras que formaron algunos yacimientos de la región.

La mineralización de las vetas es típica de los yacimientos epitermales argentíferos. En la zona superior de oxidación se encuentran oro y plata nativos, pirita aurífera, pirargirita, proustita y limonita en matriz de cuarzo y feldespatos; en la zona inferior de la zona de oxidación o de enriquecimiento secundario, existe la argentita los sulfo-antimoniuros y sulfo-arseniuros de plata, galena argentífera, y pequeñas cantidades de esfalerita y calcopirita, y la zona inferior, o sea la de los sulfuros primarios, contiene algo de argentita y mayor abundancia de pirita y galena. Esta zona, de escasos valores, por lo general no es económicamente explotable.

La región ofrece grandes perspectivas para nuevos desarrollos mineros. Aunque la porción superior de las zonas de oxidación se está explotando o ha sido explotada queda aún la posibilidad de encontrar a profundidad y a rumbo de los yacimientos, tonelajes considerables con leyes económicas de oro y plata.

1. Fisiografía.

Fisiográficamente el área se encuentra ubicada en los límites de la provincia denominada Eje Neovolcánico y la subprovincia llamada Cuenca del Balsas-Mezcala, que pertenece a la Provincia Fisiográfica Sierra Madre del Sur. La región se caracteriza por una topografía abrupta, en etapa de madurez, surcada por barrancos profundos, en la que se destacan algunos conos volcánicos y mesetas recientes.

2. Orografía.

Los sistemas montañosos de esta parte del Estado de México, son típicos de las estribaciones australes de la altiplanicie mexicana, caracterizándose por numerosas cadenas de sierras que se extienden hasta el mar.

La sierra de Temascaltepec consta de una serie de cordones o cadenas montañosas paralelas, con ejes de dirección este-oeste, separadas entre sí por valles profundos.

El terreno de Temascaltepec es muy montañoso, por encontrarse en el declive de las cordilleras del Xinantécatl, que se extienden por todo el sur y suroeste del Estado hasta el Océano Pacífico. Por la misma razón, las serranías de Temascaltepec son abruptas.

La sierra de Temascaltepec es una prolongación del Xinantécatl y atraviesa al municipio en toda su extensión. Es además el escalón para la tierra caliente. En la serranía de Temascaltepec se hallan, como alturas mas notables, los siguientes cerros: El Temeroso y La Soledad, El Fortín, Las Peñas del Diablo, El Peñón, y Los Tres Reyes.

3. Hidrografía.

Dentro del sistema hidrográfico de esta zona destaca particularmente el Río Temascaltepec, que se origina por la unión de dos corrientes. Una que se conoce con el nombre de Río Vado y que se forma en el norte del pueblo de Tequesquipan, dirigiéndose al sur y pasando por el poblado de Real de Arriba donde cambia de dirección al oeste, hasta llegar a Temascaltepec, en cuya parte occidental se une con la otra corriente; ésta corriente se forma en la parte noroeste del área y se le conoce como Río Verde.

El Río Temascaltepec tiene una dirección hacia el suroeste y es afluente del Río Balsas. Debido a la presencia de patrones estructurales tales como fallas, fracturas y según la topografía del terreno se considera que el drenaje existente en el área es de tipo dendrítico.

Existen además diversos manantiales localizados al sureste y oeste de la cabecera, estos manantiales son perennes, de aguas frías. Los más conocidos son: El Ojo de Agua, Las Juntas, Chicholtla. En la unidad minera existe una serie de arroyos de tipo dendrítico de escaso volumen de agua. El afloramiento de la veta *La Guitarra* es un parteaguas del sistema fluvial de la zona.

4. Geología del Distrito minero de Temascaltepec.

El marco geológico regional está formado de rocas ígneas (volcánicas e intrusivas) y metamórficas de bajo grado. Las rocas más antiguas son filitas grafiticas de color gris oscuro a negro con lustre satinado, las que por intemperismo adquieren una coloración café claro con tonalidades rojizas y se vuelven deleznable. Presentan bandas de cuarzo desde unos 5 mm a 40 cm de espesor; en algunas zonas están plegadas.

Las filitas muestran una textura esquistosa en donde se pueden reconocer varios minerales como son grafito, cuarzo, y muscovita. En contacto con las filitas se encuentra un batolito de composición granítica, de grano medio a grueso de color gris claro, se le asigna una edad Miocena. El batolito se encuentra intrusionado por un tronco de composición félsica que aflora en la parte poniente del área, formando el Cerro del Peñón, siendo rocas de color gris a rosado. Su textura es porfídica con fenocristales de cuarzo y feldespatos en una matriz fina.

Cubriendo al batolito se tienen varios derrames andesíticos con zonas de brecha y derrames basálticos, se les asigna una edad plio-cuaternaria. En algunas partes forman mesetas y pequeños conos aislados. Cubriendo a todas las rocas mencionadas se encuentra una cubierta de material de aluvión.

B. Geología del yacimiento mineral *La Guitarra*.

1. Petrología

En el yacimiento *La Guitarra* afloran un granito de biotita, diques de textura microgranítica y doleríticos que intrusionan al granito, y derrames de lavas basálticas.

El granito de biotita constituye la roca más abundante en el área de estudio. Son rocas de color gris claro a rosado, de grano medio a grueso. Su grado de compacidad es variable, dependiendo de las alteraciones hidrotermales y la acción de las aguas meteóricas.

El granito es una de las rocas que encajonan a las estructuras mineralizadas, principalmente en la porción NW de la mina. Una muestra colectada en el interior de la mina y analizada petrográficamente, presenta las siguientes características: Textura granítica, holocristalina de grano grueso, formado en su mayor parte por pertita, la cual envuelve una baja proporción de plagioclasas.

Las plagioclasas están casi siempre sericitizadas y a veces poco caolinizadas. El cuarzo, que forma intercrecimientos poco desarrollados con el feldespato potásico, tiene una proporción superior al 10%. La biotita se presenta en forma de cristales subhedrales a euhedrales. El granito contiene como minerales accesorios la apatita y minerales opacos (ilmenita-magnesita).

El granito se encuentra intrusionado por diques, que afloran principalmente en el extremo SE de la unidad. Son rocas de color café a gris claro, de grano grueso a fino y de textura porfídica. Presentan rumbos de N 50-70° W y echados promedio de 70° al suroeste.

El espesor de los diques es variable alcanzando hasta 30 m. Los diques presentan una textura microgranítica que puede cambiar a porfídica. Existen diques doleríticos que son posteriores a las estructuras mineralizadas y se localizan al sureste de la Unidad, observándose en el interior de las obras mineras. La alteración principal de los diques es la caolinización.

Los derrames basálticos son las rocas más recientes y afloran en el extremo oriente de la unidad minera, son de color gris oscuro, adquiriendo tonalidades rojizas por la acción del intemperismo, compactas y que megascópicamente tienen una textura porfídica con fenocristales de olivino y piroxenos. La columna estatigráfica se muestra en la figura II.1.

2. Estructuras mineralizadas.

La mina *La Guitarra* cuenta con tres estructuras en explotación siendo estas: veta *La Guitarra*, veta *Doncellas* y veta *El Salvador*.

Las estructuras mineralizadas se formaron antes de las doleritas y basaltos y se produjeron por los esfuerzos de tensión que dieron lugar a fracturas y fallas normales, con echados casi verticales, favorables al ascenso de las soluciones hidrotermales que forman las estructuras mineralizadas. Las estructuras existentes en el área son de forma tabular (vetas), con rumbo noroeste y echados tanto al suroeste como al noreste. Presentan afloramientos de importancia, siendo *La Guitarra* la veta principal que se extiende a rumbo por aproximadamente 5 km. Sus espesores varían de 2 a 15 m, siendo los mayores espesores cuando alojan caballos de granito.

PERIODO	ÉPOCA	TEMASCALTEPEC	GUITARRA	
CUATERNARIO	HOLOCENO	BASALTOS	ALUVIÓN Y BASALTOS	
	PLEISTOCENO			
TERCIARIO	PLEOCENO	FORMACIÓN CUERNAVACA	ANDESITA	
	MIOCENO		RIOLITAS	
	OLIGOCENO	RIOLITAS Y ANDESITAS	DOLERITAS	
	EOCENO	FORMACIÓN BALSAS	MICROGRANITO	
	PALEOCENO		GRANITO	
CRETÁCICO	SUPERIOR	FORMACIÓN MEZCALA		
		FORMACIÓN CUATLA		
	INFERIOR	FORMACIÓN MORELOS		
JURÁSICO	SUPERIOR	SERIE VOLCANO-SEDIMENTARIA METAMORFIZADA		
	MEDIO			
	INFERIOR			
TRIÁSICO	SUPERIOR		FILTAS GRAFÍTICAS	
	MEDIO			
	INFERIOR			
PALEOZOICO				
PRECÁMBRICO				

No aflora No depósito

Figura II.1. Columna estratigráfica del distrito minero de Temascaltepec.

La veta *La Guitarra*, que tiene un rumbo general de N 70° W y echados de 70° a 80° al suroeste y es la que contiene los principales cuerpos mineralizados (figura II.2).

La veta *Doncellas* corresponde a un ramal al alto de la veta *La Guitarra* que se desprende en dirección sureste y un echado similar a la veta *La Guitarra*. Esta estructura ha sido explorada y explotada en los niveles *Amelia* y *San Rafael* donde había sido identificada como una estructura más o menos continua, sin embargo se observa que presenta marcadas variaciones en su espesor y en su continuidad.

La veta *El Salvador* es un ramal al bajo de la veta *La Guitarra* a 10° en dirección noroeste de la misma con un echado similar a ella, ha sido explotada en el nivel *San Francisco*.

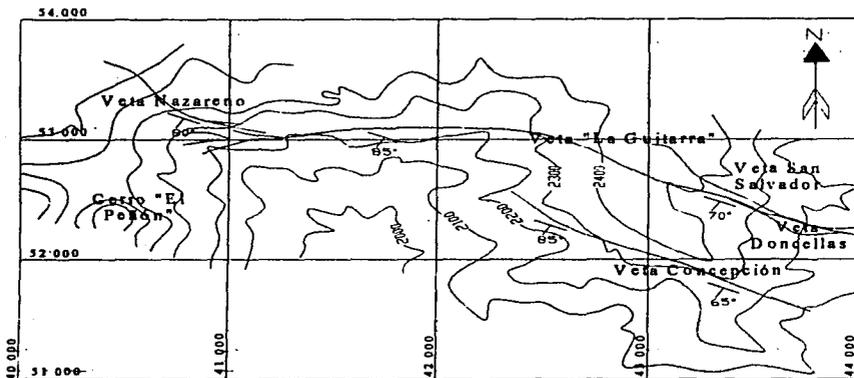


Figura II.2. Afloramiento del yacimiento "La Guitarra" y estructuras asociadas.

3. Geología estructural.

Se han identificado dos sistemas principales en el área, que para fines de exploración es importante definir las relaciones entre estos, con el objetivo de caracterizar el control de la mineralización.

- Estructuras NW-SE.
- Estructuras E-W.

De un conjunto de datos recolectados se estudió la orientación preferente de las fracturas en los diferentes tipos de roca. Las fracturas se midieron en la roca encajonante (granito), en la veta, y en rocas volcánicas (dique del *Peñón*). Los tres tipos de roca exhiben fracturas orientadas NE-SW. El granito además muestra fracturas NW-SE y ENE-WSW, donde la veta tiene las fracturas con rumbos E-W, N-S y NE-SW. La estructura principal está en las vetas *La Guitarra*, *Nazareno* y *Concepción* con rumbo NW-SE. Esta estructura tiene un echado de 60° a 85° al SW, casi no existen estrias en las tablas de la veta.

Un análisis de paleoesfuerzos indica extensión en la dirección NE-SW, las escasas estrias de falla indican un débil esfuerzo de cizalla a lo largo de la estructura y en consecuencia la abertura de la veta y probablemente de otras vetas con tendencia NW-SE, que aparecen sin significativo movimiento horizontal y vertical. Esto indica que esta estructura pertenece a un solo evento tectónico-estructural. Las estructuras con rumbo E-W y ENE-WSW tienen corta extensión al oeste de la veta, donde se presentan estrias subhorizontales en las tablas de ésta, indicando desplazamiento lateral. El modelo de cizalla de Reidel se ajusta de forma perfecta a la situación de *La Guianita*. Este modelo que se ha estudiado en laboratorio, describe varias estructuras que acompañan a una falla de cizalla lateral (Horner, 1998).

Debido a la compresión una abertura de tensión se origina en dirección de la compresión. Respecto de la estructura principal, además se desarrollan algunas fallas de cizalla con distintos ángulos. Las vetas principales son aberturas de tensión, las que se desarrollaron por fallas laterales. Las estructuras secundarias son de cizalla, y son otras vetas de menor longitud y en algunos casos diques (figuras II.3a y II.3b). Estructuralmente el yacimiento no es muy complejo, y sólo es un evento de deformación que produjo algunas estructuras. Todas las estructuras pueden explicarse por el modelo de Reidel y el evento principal corresponde a las zonas favorables de mineralización.

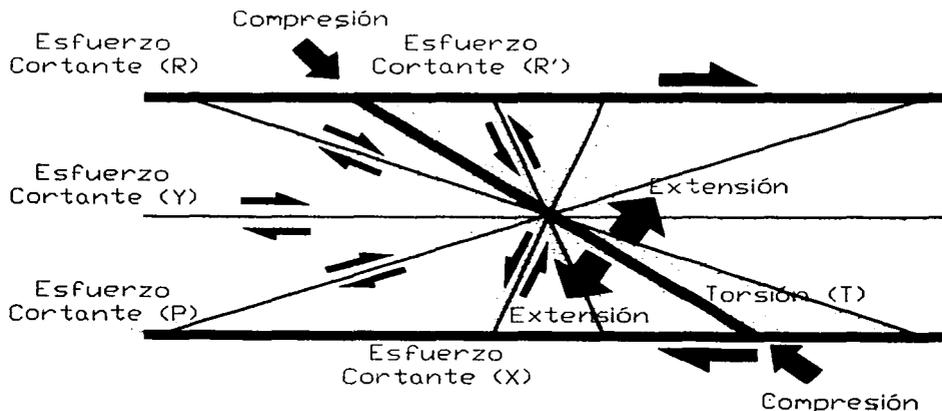


Figura II.3a. Modelo de Reidel (Homer, 1998).

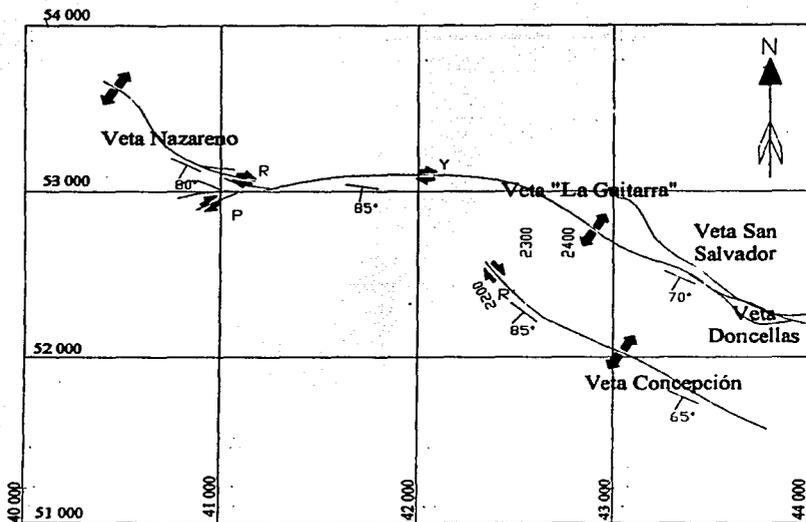


Figura II.3b. Modelo de Reidel aplicado a la situación geológica de *La Guitarra* (Homer, 1998).

C. Descripción del yacimiento mineral *La Guitarra*.

Históricamente, la distribución de valores en vetas ha sido visto en términos de concentraciones de mineral donde su localización se atribuye a varios controles estructurales, litológicos, o estratigráficos. Sin embargo en algunos distritos mineros las secciones longitudinales de las vetas sugieren que el mineral aparece en bandas subhorizontales o inclinadas de amplitud limitada. Algunas de estas bandas son paralelas a la roca del basamento, y estas vetas se interpretaron como litológicamente controlables. En ocasiones estas bandas aparentan ser sinuosas y de considerable extensión longitudinal.

En las últimas décadas, la ley de corte de una mina, ha cambiado las definiciones de los bloques de mineral, de concentraciones a bandas mineralizadas.

1. Tipo de depósito.

La veta *La Guitarra* tiene una potencia de hasta 15 m. El origen de este yacimiento se debe a la separación del cuarzo del magma granítico que penetró en una gran fractura formada por esfuerzos de tensión. En zonas favorables, dentro de este yacimiento se encuentran bandas que contienen minerales de plata y oro.

La veta *La Guitarra* se encuentra dentro de la franja mineralizada que con rumbo N 50° W va desde Taxco, Gro, hasta Tlalpujahua, Mich., con longitud de 120 km. aprox. y ancho de 10 km. con minerales de Au, Ag, Pb, Zn y Cu. *La Guitarra* se considera de origen epigénico del tipo epitermal, habiéndose formado las vetas principalmente por relleno de cavidades con ligero reemplazamiento.

2. Tamaño y forma.

Existen varias etapas de mineralización, en la veta *La Guitarra* de manera que los minerales de oro y plata pueden ocurrir en más de una etapa y, si cambia la permeabilidad de la estructura de una a otra etapa, la geometría de la mineralización puede ser diferente de una etapa a la siguiente.

Los cuerpos mineralizados se presentan en forma de clavos irregulares a lo largo de vetas de cuarzo. Sus dimensiones varían a lo largo de 11 a 76 m y de manera vertical de 9 a 140 m, el ancho promedio de los clavos es de 1.70 m. En sección longitudinal muestran una cierta tendencia a presentarse inclinados (75°) hacia el NW.

3. Génesis del yacimiento.

La orogenia Laramide dió origen a diversas fallas y fracturas en la región, y con una actividad ígnea incipiente fueron rellenadas estas fracturas con soluciones hidrotermales ígneas ascendentes. Se considera al Cerro del Peñón como la fuente de hidrotermalismo de la zona.

Todos los yacimientos minerales de la región son epigénicos, es decir posteriores a la roca encajonante. Se presentan varias formas, aunque la más frecuente es tabular porque su relleno se efectuó en fisuras preexistentes, a lo largo de superficies de fallas. También se efectuaron llenamientos minerales en aberturas paralelas cercanas unas de otras y comunicadas entre sí, formando zonas fracturadas con potencias hasta de 20 m.

En las vetas de la región son muy frecuentes las lentes o bolsones mineralizados, localizándose en los desprendimientos o ramales de las fisuras de la zona principal de agrietamiento, o en la intersección de un sistema de fisuras con otro de fallas, o en zonas brechadas que posteriormente fueron mineralizadas.

La veta *La Guitarra* está emplazada en una zona de discontinuidad del granito por la que se emplazaron diques y circularon fluidos hidrotermales en diferentes episodios. El más antiguo de estos episodios hidrotermales dio lugar al depósito de galena y esfalerita. Esta mineralización fue brechada y redisuelta casi en todo el yacimiento. Sólo se observan algunos vestigios en brechas cementadas por cuarzo blanco o cuarzo bandeado.

Un segundo evento, contemporáneo al cuarzo bandeado contiene principalmente esfalerita, antimonipearcita, calcopirita, enargita-estibioenargita, boulangerita y galena. Los valores de plata en el cuarzo bandeado son más continuos y homogéneos que con respecto a la mineralización del primer y tercer evento.

Estos dos eventos de mineralización fueron brechados por otros fenómenos hidrotermales de temperatura quizá más elevada que disolvieron total o parcialmente la ganga y la mineralización. Están representados por la formación de brechas cementadas por cuarzo gris y

blanco. En estas brechas el único sulfuro estable es la pirita, la cual conserva en inclusiones a la galena redisuelta.

Esta redisolución trajo como consecuencia la migración de los metales depositados (removilización) y la formación de brechas de cuarzo blanco o bandeado cementado por cuarzo gris.

El tercer evento de mineralización corresponde a las últimas etapas de hidrotermalismo en la veta. La mineralización en fracturas que cortan de manera oblicua o paralela la estructura o al cuarzo bandeado. Se caracteriza por el depósito de pirita, marcasita, estibinita, pirargirita, tetrahedrita-tenantita y calcopirita. El hábito botroidal que presenta la marcasita y la pirita demuestran la disminución de la temperatura del sistema. El mineral argentífero que predomina en este evento es la pirargirita-proustita. Los valores a lo largo de la fractura sean heterogéneos y discontinuos.

4. Mineralización.

Los minerales se encuentran diseminados y escasos en el cuarzo blanco, y en microfracturas; en hilos de sulfuros dentro del cuarzo bandeado, en fracturas en la roca encajonante, en brechas cementadas por cuarzo bandeado y en las fracturas que cortan las estructuras y en algunas ocasiones en zonas de oxidación.

De las observaciones de campo se pueden inferir tres períodos de mineralización.

Primer etapa de mineralización.

Está representada por hilos de sulfuros básicos que se encuentran dentro de la roca encajonante así como algunas brechas en donde se encuentran fragmentos de sulfuros cementados generalmente por cuarzo bandeado. Estos fragmentos corresponden a una etapa anterior del cuarzo bandeado, esta mineralización está formada principalmente por esfalerita, galena y pirita, el cuarzo blanco contiene pirita diseminada contemporánea a esta etapa.

El estudio minerográfico de los fragmentos mineralizados de ciertas brechas cementadas por cuarzo blanco o cuarzo bandeado muestra que este evento se caracteriza por el depósito de galena, sustituida por esfalerita. La galena alcanza a medir hasta 2000 μm . La pirita es un mineral accesorio y la antimonepearcita sólo se observa en pequeñas inclusiones en la galena, inferiores a 20 μm .

El cuarzo lechoso y el cuarzo gris pudieron ser los eventos hidrotermales que pudieron disolver parcialmente la mineralización precoz.

Segunda etapa de mineralización.

Es contemporánea al cuarzo bandeado, los sulfuros y sulfosales se encuentran formando pequeñas bandas dentro del cuarzo bandeado. La mena contiene calcopirita, esfalerita, galena, pirargirita, argentita. Esta etapa es la más importante económicamente. Las brechas cementadas por cuarzo bandeado son portadoras de este tipo de mineralización.

El cuarzo bandeado (formado por la alternancia de capas de calcedonia y cuarzo microcristalino), contiene frecuentemente bandas oscuras intercaladas entre las bandas de cuarzo.

Estas bandas oscuras están constituidas de finos cristales de sulfuros y sulfosales contemporáneos al depósito de cuarzo bandeado.

Las relaciones texturales de la ganga y los sulfuros muestran un intercrecimiento de penetración lo cual demuestra la misma edad. La mena en este evento está constituida por esfalerita, antimonipearcita, pirita, calcopirita, galena y boulangerita.

La esfalerita es la fase mineral más abundante. Se le observa en pequeñas bandas paralelas al bandeamiento del cuarzo con textura botroidal que alcanzan a medir hasta 500 μm . Se le encuentra también finamente diseminada. Presenta un zoneamiento interno lo que sugiere el depósito de la esfalerita en etapas. La esfalerita está comúnmente intercrecida con las demás fases minerales.

La pirita presenta cristales hipidiomórficos. Rodea total o parcialmente a la galena. Mientras en su exterior se encuentra intercrecida con la esfalerita. La pirita puede contener inclusiones de pirrotita, arsenopirita, esfalerita y galena. El desarrollo simultáneo de varios cristales de pirita, llega a atrapar cristales de antimonipearcita, esfalerita o de pirargirita-proustita.

La calcopirita está en finos cristales no mayores a 140 μm . Generalmente es más abundante cuando están presentes las sulfosales (antimonipearcita o pirargirita-proustita).

La pirargirita-proustita se observa ocasionalmente en la mineralización del cuarzo bandeado. Aparece en cristales individuales intercrecida con esfalerita y pirita o en microfracturas que cortan la esfalerita.

Tercer etapa de mineralización.

Existen fracturas de varios metros de largo que cortan a todos los tipos de cuarzo oblicuamente a la dirección de la estructura. Estas fracturas contienen marcasita, estibinita y pirargirita-proustita.

En muestras de mano se observan y al microscopio se pueden apreciar fracturas y microfracturas que cortan de forma transversal a los bandeamientos del cuarzo o cristales de esfalerita. Esta mineralización posterior al cuarzo bandeado es incluida como tercer evento de mineralización.

El estudio mineragráfico de estas fracturas y microfracturas indica una asociación frecuente de pirargirita-proustita, tetrahedrita-tenanita, estibinita, enargita- estibioenargita, calcopirita, marcasita y pirita botroidal.

La marcasita y la pirita muestran texturas botroidales. La pirita contiene a veces inclusiones de marcasita.

La pirargirita rellena los intersticios de la marcasita y la pirita. Un solo cristal puede rellenar microfracturas de hasta 250 μm de espesor. Se encuentra generalmente intercrecida con la tetrahedrita-tenanita y calcopirita. La calcopirita aparece también incluida o intercrecida con la pirargirita. La esfalerita y la antimonipearcita están casi ausentes. La enargita-estibioenargita.

La estibinita se presenta en cristales radiales, aciculares de hasta 5 cm de longitud, intercrecida con marcasita. La miargirita se encuentra también dentro de esta fase de mineralización, presenta cristales xenomórficos libres siguiendo las fracturas.

En ciertas zonas cercanas a los respaldos de las estructuras se puede observar un material color rojo de aspecto terroso en coexistencia con cristales de pirita. El análisis microscópico muestra una hematita especular de hábito acicular de agujas individuales o incluidas en pirita y marcasita.

Enriquecimiento secundario.

En algunos sitios se observaron zonas de enriquecimiento secundario. Los minerales propios de este enriquecimiento son malaquita y plata nativa asociados a limonitas. La oxidación de los sulfuros ocurrió generalmente a lo largo de las fracturas que contiene la mineralización correspondiente al tercer evento. En el nivel "Amelia" los óxidos guardan las formas radiales y aciculares de la oxidación de la estibinita.

5. Mineralogía.

La mineralogía consiste de sulfo-antimoniuros y sulfo-arseniuros de plata, sulfuros de zinc, plomo, fierro, y antimonio. Los minerales de mena son: pirargirita, proustita, argentita, antimonipearcita, boulangerita, tenantita-tetrahedrita y enargita-estibioenargita, miargita, así como escasa plata nativa, esfalerita, galena y estibinita. El oro se encuentra en la red cristalina de los minerales de plata y también aparece como electrum. Los minerales de ganga son cuarzo, ortoclasa y plagioclasa.

Los minerales accesorios son: hematita, covelita, goethita, malaquita y limonita. Varios son los tipos de cuarzo y brechas que se encuentran como ganga en las vetas, algunas de las cuales son portadores de la mineralización económica. Las variedades de cuarzo que se presentan son las siguientes:

Cuarzo blanco. Es de aspecto masivo, color blanco lechoso con escaso bandeamiento es predominante en las zonas donde se tiene como respaldo al dique. Ocasionalmente reemplaza a la roca encajonante.

Cuarzo gris. Sirve como cementante a la mayoría de las brechas. También se le puede encontrar fuera de las brechas conteniendo piritita diseminada cuando reemplaza en forma parcial al dique.

Cuarzo bandeado. Es el principal tipo de cuarzo donde se alojan la mayoría de los cuerpos mineralizados. Se le llama así por su aspecto en bandas debido a las tonalidades en su coloración adquiridas durante su depósito. Dichas coloraciones varían de blanco a crema. En algunas partes se puede observar al cuarzo amatista asociado al cuarzo bandeado.

El emplazamiento de las bandas, se encuentra en forma paralela a la superficie expuesta al flujo hidrotermal. En las brechas cementadas por cuarzo bandeado se observan las bandas rellenas una a una la cavidad, creciendo hacia el centro de dicha cavidad y culminando con el depósito de cuarzo amatista.

Se presentan también en el yacimiento diferentes tipos de brecha, y el nombre que reciben está de acuerdo con el material que la compone:

Brechas de granito. Está constituida por fragmentos de granito, restringida a los respaldos de la veta o dentro de las mismas.

Brechas de cuarzo blanco. Están constituidas por fragmentos angulosos y subangulosos de diferente tamaño. Su cementante varía de un cuarzo bandeado a sílice gris.

Brechas de cuarzo bandeado. Se presentan cementadas por sílice gris. Son poco abundantes y están formadas por fragmentos de cuarzo bandeado, cuarzo blanco y calcedonia.

6. Zonamiento de la mineralización.

La mineralización en esta región de rápida erosión e intemperismo se distribuye como sigue:

- Zona de lixiviación;
- Zona superior de oxidación;
- Zona inferior de oxidación;
- Zona de sulfuros primarios.

La zona de lixiviación comprende una sección vertical de 0 a 20 m, a partir de la superficie; esta porción que por lo general es estéril, se compone de cuarzo alterado y poroso, caolín y óxidos de hierro. Las lluvias dispersaron y disolvieron una parte de los valores metálicos y la otra penetró a la zona inmediata, es decir a la zona superior de oxidación. En esta zona se encuentran oro y plata nativos, piritita aurífera, pirargirita y proustita, en matriz compuesta de cuarzo. Las explotaciones antiguas con sus altas leyes de oro y plata se concretaron al disfrute de esta porción del yacimiento.

La zona inferior de oxidación que abarca de 200 a 250 m de la superficie, es la de mayor importancia por ser la más rica. Las aguas superficiales descendentes al mezclarse con las soluciones mineralizantes produjeron reacciones químicas de orden metatético y electrolítico para depositar minerales disueltos, causando el gran enriquecimiento de esta zona. En matriz de cuarzo abundan la argentita, los sulfo-antimoniuros de plata, galena argentífera, piritita aurífera y pequeñas cantidades de esfalerita y calcopirita. Bajo esta zona se encuentra la zona de sulfuros primarios, que en todo el distrito no ha sido explorada.

7. Distribución de leyes.

Para el yacimiento de *La Guitarra*, se hace una extrapolación de las siguientes consideraciones que parten de distintas observaciones documentadas para yacimientos hidrotermales, que se refieren a secciones longitudinales de veta o a secciones transversales de volúmenes de mineralización diseminada.

- Los elementos correspondientes a minerales hidrotermales forman franjas mineralizadas.
- Estas franjas tienen anchos variables, y pueden contener zonas de alta ley (clavos) o baja ley (caballos).
- Cada franja tiene un eje de leyes máximas a partir del cual las leyes del elemento correspondiente disminuyen hacia ambos lados alejándose del eje.
- Un estudio de perfiles (partiendo desde un extremo de baja ley y pasando por el eje de leyes máximas hasta su borde de baja ley) indica que la distribución de leyes es aproximadamente simétrica con respecto al eje de leyes máximas.

- Los ejes de leyes máximas de estas franjas son aproximadamente paralelos.

De estas consideraciones en el yacimiento se tienen tres bandas mineralizadas, cada una con su eje de leyes máximas, estas bandas constituyen las tres zonas en las que se ha dividido el yacimiento para su estudio, siendo estas:

- i) Área SE;
- ii) Área NW;
- iii) Área Central.

La distribución de leyes promedio por zonas se muestra en la tabla e histogramas siguientes:

Tabla II.1. Distribución de leyes por zonas mineralizadas.

Zona	SE	Central	NW
Au (g/t)	5.2	2.66	1.79
Ag (g/t)	415	167	301
Ancho (m)	1.78	1.66	1.92

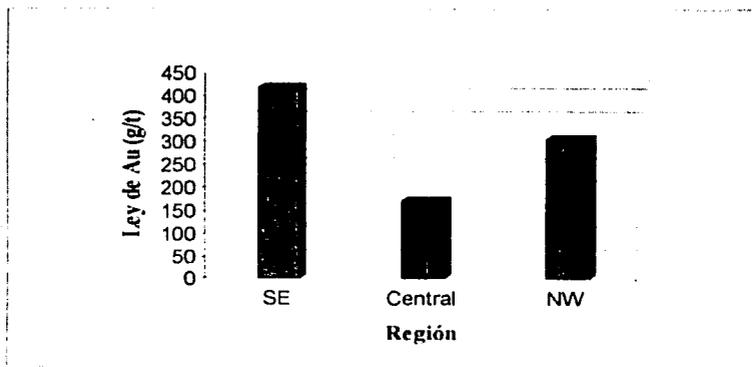


Figura II.4. Distribución de ley de oro por región.

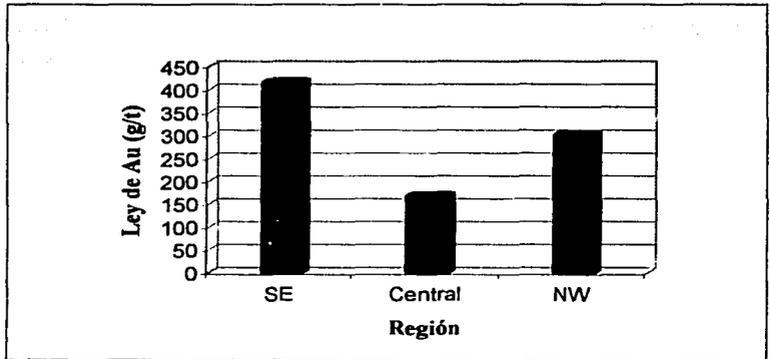


Figura II.5. Distribución de ley de plata por región.

CAPITULO III. EVALUACIÓN DEL MODELO GEOESTADÍSTICO DEL YACIMIENTO.

A. Teoría de la geoestadística.

El procedimiento para realizar una estimación de reservas en un yacimiento, por medio de la técnica conocida como geoestadística, se divide en dos partes. La primer etapa es la investigación, y la obtención del modelo físico y estadístico de la estructura. En esta etapa se construye el semivariograma teórico y experimental. La segunda es el proceso de estimación por medio del kriging, el cual depende de la construcción del semivariograma.

Como todas las técnicas estadísticas la geoestadística se basa en un concepto de probabilidad. Por ejemplo para un conjunto de muestras tomadas de un depósito, las técnicas estadísticas clásicas, consideran que las muestras son aleatorias e independientes unas de otras y con una sola distribución. Esta técnica no incluye las posiciones de las muestras en el espacio. La geoestadística acepta que cada punto en el depósito representa una muestra con alguna distribución, pero esta distribución puede ser diferente para cualquier otro punto en el yacimiento. La consideración básica de la geoestadística es que las variables de fenómenos naturales son de carácter mixto, es decir, están compuestas por dos aspectos: uno espacial y otro aleatorio.

La estadística clásica considera sólo las magnitudes de los datos y no considera ninguna evidencia de control espacial o tendencias. La Geoestadística no sólo toma en consideración el valor del punto sino también la posición en el yacimiento y su relación con las otras muestras.

La teoría de las *variables regionalizadas* fue ampliamente desarrollada por G. Matheron y es ahora nombrada como *Geoestadística* sin embargo el primer trabajo publicado fue por Matern (Annel, 1994). La Geoestadística asume que la distribución estadística de la diferencia de ley entre pares de muestras puntuales es similar a través de todo el yacimiento mineral o dentro de subáreas separadas en el depósito, y que depende de la distancia entre estas y de la orientación de los pares. Este es el concepto de estacionaridad.

Para cada subárea del depósito pueden tomarse todos los pares de muestras a la distancia h y calcular la diferencia de la ley entre estas muestras. Con estos datos se puede asumir que en el depósito hay estacionaridad esto puede repetirse para diferentes valores de h . Si la estacionaridad no existe, entonces las subáreas deberán evaluarse separadamente. Estas subáreas pueden haber sido definidas inicialmente basadas en algunos aspectos de su Geología local.

1. Teoría de las variables aleatorias regionalizadas.

Cuando una variable está distribuida en el espacio, se dice que está regionalizada. La definición de una variable regionalizada como una variable distribuida en el espacio es solo descriptiva y no involucra ninguna interpretación probabilística. Desde el punto de vista matemático, una variable regionalizada es una función $f(x)$ que toma un valor en todos los puntos x , de coordenadas (x_u, x_v, x_w) en el espacio de tres dimensiones.

En casi todos los depósitos se distingue un comportamiento característico o estructural de la variabilidad espacial de la variable regionalizada que puede diferir de un aspecto errático local.

En muchos yacimientos existen zonas que son más ricas que otras, las muestras tomadas en las zonas ricas serán en promedio más ricas que las tomadas en la zona pobre. De lo anterior una variable regionalizada posee dos características aparentemente contradictorias:

- un aspecto local, errático y aleatorio.
- un aspecto general estructurado que requiere una representación funcional.

Una formulación apropiada debe tomar este doble aspecto y proporcionar una representación sencilla de la variabilidad espacial y dar una serie de operaciones consistentes para obtener la solución de problemas. Una formulación adecuada es la interpretación probabilística proporcionada por las variables aleatorias.

Una variable aleatoria es una variable que toma un valor numérico de acuerdo a una cierta distribución de probabilidad. Por ejemplo el resultado de un juego de azar, que tenga 6 valores igualmente probables es una variable aleatoria. En el caso particular de que el resultado sea 5, entonces por definición se dice que 5 es una realización particular de la variable aleatoria.

El conjunto de leyes $z(x)$ para todos los puntos dentro de un yacimiento, se consideran como una realización particular del conjunto de variables aleatorias. Este conjunto de variables aleatorias es llamado una función aleatoria y puede escribirse $Z(x)$. Esta definición de función aleatoria expresa el carácter aleatorio y estructural de las variables regionalizadas:

- Localmente, en un punto x , $Z(x)$ es una variable aleatoria.
- $Z(x)$ es también variable aleatoria en el sentido de que para cada par de puntos x, y , $+ h$, tienen sus correspondientes variables aleatorias $Z(x)$ y $Z(x+h)$ que no son independientes pero están relacionadas por la variable regionalizada $z(x)$.

a. Soporte.

El soporte de una *variable regionalizada* es su volumen, forma y orientación. La forma puede ser cilíndrica o prismática. El valor de una variable regionalizada en un punto será diferente para un núcleo de barrenación, una muestra de canal o una muestra de rezagas (Annels, 1991).

b. Propiedades del semivariograma.

En general pero no siempre, cuando h se incrementa, la desviación media cuadrática entre dos variables $Z(x)$ y $Z(x+h)$ tiende a incrementarse y así $\gamma(h)$ se incrementa de un valor inicial de cero.

$$\gamma(0) = 0$$

$$\gamma(h) = \gamma(-h) \geq 0$$

Fenómeno de transición.

Casi siempre, en la práctica el semivariograma finaliza su incremento a una cierta distancia y llega a ser más o menos estable alrededor de un valor límite llamado sill, el cual generalmente representa la varianza de la variable.

Zona de influencia.

En un fenómeno de transición, cualquier valor $z(x)$ será correlacionado con cualquier otro valor que cae dentro de un radio a respecto de x . Esta correlación y también la influencia de un valor sobre otro decrecerán al incrementarse la distancia entre los dos puntos. Entonces el rango corresponde a la idea intuitiva de zona de influencia de una variable aleatoria.

Anisotropía.

No existen razones para esperar que la mineralización exhiba el mismo comportamiento en todas las direcciones, por lo tanto los semivariogramas pueden comportarse de manera distinta en diferentes direcciones del yacimiento.

2. Análisis estructural.

El análisis estructural de un fenómeno regionalizado consiste en la construcción de un modelo de semivariograma que describa las principales características de la regionalización. Este modelo requiere de un buen conocimiento del fenómeno en estudio. Para la construcción del semivariograma teórico es necesario primero elaborar el experimental donde se manipulan los datos reales del yacimiento, después se analizan algunas características (su comportamiento al origen, existencia de sill, rango) para ajustarlo con el mejor modelo posible.

El variograma, está definida como la varianza del incremento $[Z(x) - Z(x)]$.

$$2\gamma(x_1, x_2) = \text{Var} \{ Z(x_1) - Z(x_2) \}$$

El semivariograma está definido como un medio del variograma.

$$\gamma(h) = \frac{1}{2} E \{ [Z(x+h) - Z(x)]^2 \} = \text{Cov}(0) - \text{Cov}(h)$$

El método por el cual se construye un semivariograma depende de la distribución de los datos por ejemplo si las líneas de muestreo son uniformes o erráticas, o entre estas dos situaciones.

El semivariograma experimental se obtiene por la aplicación de la siguiente forma:

$$\gamma^*(h) = \frac{1}{2N} \sum [f(x+h) - f(x)]^2$$

Donde:

N = número de pares de datos para cada intervalo;

$f(x)$ y $f(x+h)$ = valores de las variables regionalizadas en las posiciones i e $i+h$;

h = separación entre las variables.

a. Estructuras compuestas y efecto pepita.

Considerando dos puntos con leyes $Z(x)$ y $Z(x+h)$ en un depósito separados por un vector h . La variabilidad entre $Z(x)$ y $Z(x+h)$, que está caracterizada por el variograma $E\{(Z(x+h)-Z(x))^2\}$, se debe a varias causas que aparecen sobre un rango de diferentes escalas, por ejemplo:

- En el nivel de soporte ($h=0$), existe variabilidad debido a las medidas, como son las fluctuaciones en la velocidad de recuperación del núcleo y errores de muestreo.
- En el nivel petrográfico ($h < 1$ cm) una segunda variabilidad aparece debido a la transición de un elemento mineral a otro.
- En el nivel de estrato o lente mineralizado ($h < 100$ m), una tercera variabilidad puede ser causada por la alternancia de lentes mineralizados con material estéril.
- En el nivel de provincia metalífera ($h < 100$ km), esta variabilidad puede aparecer debido a la distribución de los depósitos relacionados a la orogénesis de la provincia.

Todas estas fuentes o estructuras de variabilidad, y posiblemente más, pueden aparecer simultáneamente para todas las distancias de h . Estas son llamadas estructuras compuestas o anidadas (Annels, 1994).

b. Génesis del efecto pepita.

El término efecto pepita puede ser generalizado de su significado específico en depósitos de oro. Se usa para caracterizar la influencia residual de todas las variabilidades que tienen rango (a_0) mucho más pequeño que las distancias de observación disponibles ($h \gg a_0$). Un efecto pepita aparecerá en el variograma como una aparente discontinuidad en el origen.

Al estudiar la variabilidad espacial de las leyes de oro de muestras de barrenos, dos núcleos que están lo más cerca pueden tener leyes $Z(x)$ y $Z(x+h)$ que difieren considerablemente cuando una de ellas contiene una pepita y la otra no. Este efecto pepita aparece en el semivariograma como un componente $\gamma_0(h)$ que rápidamente aumenta hasta llegar a un sill C_0 aunque h es más grande que cero. De esta microestructura γ_0 de muy pequeño rango, una estructura $\gamma_1(h)$ de rango a_1 pueden ser sumados. La variabilidad total puede ser caracterizada por el modelo compuesto $\gamma(h) = \gamma_0(h) + \gamma_1(h)$.

c. Modelos teóricos.

Una variable $Z(x)$ con semivariograma $\gamma(h)$ tiene dos principales características:

- Su comportamiento en el origen (parabólico, lineal y efecto pepita);
- La presencia o ausencia de sill cuando h se incrementa.

Modelos con sill y con comportamiento lineal al origen.

Modelo esférico; el semivariograma aumenta rápidamente en pequeños intervalos y disminuye hasta hacerse constante a intervalos altos. Una tangente a la curva dibujada a través de

los primeros 2 ó 3 puntos definen los valores de C y C_0 , en el eje $\gamma(h)$ e interseca al nivel del sill en $C + C_0$, igual a $2a/3$ donde a representa donde la curva cambia a sill, que es el rango.

$$\gamma(h) = C_0 + C[1.5(h/a) - 0.5(h/a)^3] \quad \text{para } h < a$$

$$\gamma(h) = C_0 + C \quad \text{para } h \geq a$$

Modelo exponencial; se presenta cuando el semivariograma aumenta lentamente hacia el sill. En este caso la tangente al origen interseca al sill en $a/3$.

$$\gamma(h) = C[1 - \exp(-h/a)] + C_0$$

Modelos con sill y con comportamiento parabólico al origen.

Modelo Gaussiano; en este caso la tangente interseca en $a/(3)^{0.5}$.

$$\gamma(h) = C[1 - \exp(-h^2/a^2)] + C_0$$

Modelos sin sill.

Modelos en $|h|^Q$, Con $Q [0,2]$, cuando se gráfica $\gamma(h)$ y parece una línea recta o una parábola, el modelo puede escribirse como:

$$\gamma(h) = mh^a$$

Donde m es la pendiente y $a < 2$.

Modelo logarítmico; en este caso $\gamma(h)$ aumenta más allá de s^2 , a primer vista puede aparecer como del tipo anterior, pero si se gráfica con el eje de las abscisas como logarítmico y se obtiene una recta, puede aplicarse este modelo, donde α es el coeficiente de dispersión.

$$\gamma(h) = 3\alpha[\ln(h/l) + 1.5]$$

3. Evaluación de reservas.

La evaluación de bloques individuales de mineral puede ser emprendido por una técnica llamada Krigage. Este método puede reemplazar técnicas tales como distancia inversa

ponderada (lineal, cuadrada, cúbica) o superposición de mallas en contornos de mapas de leyes, espesores y acumulaciones. La principal crítica de los métodos que usan factores de peso como el inverso de la distancia o inversa cuadrada del centro entre bloques, es que ellos dan el mismo resultado en bloques no correlacionados. El Krigeage es capaz de sobrepasar este problema.

El estimador del Krigeage es conocido como MELIP (Mejor Estimador Lineal Imparcial Posible), este ayuda a minimizar la estimación de la varianza de un bloque, a efecto que pueda hacerse un estimador óptimo.

Se establece un área de búsqueda alrededor de una muestra, cuyas dimensiones son iguales o menores que dos veces el rango en cada dirección, se consideran todas las muestras localizadas dentro del área se le asigna un coeficiente de peso, llamado ponderador del Krigeage. Este se deriva del modelo matemático para una variable regionalizada bajo estudio.

Los programas de Krigeage producen ley estimada Krigeada, espesor y acumulación de metal, con varianzas Krigeadas relevantes para cada bloque de mineral. La varianza de Krigeage es un reflejo del error que ocurre usando un sólo Krigeage para evaluar cada bloque. Sin embargo el proceso minimiza el error durante el cálculo de los coeficientes del Krigeage.

a. El Krigeage.

El Krigeage es el nombre de una herramienta geoestadística de estimación local que proporciona el mejor estimador lineal imparcial posible de las características desconocidas del fenómeno en estudio, obteniendo la media ponderada de todo el conjunto de datos disponibles, ya sea de datos tomados dentro del bloque, en su periferia o en exterior del mismo. Este número de datos es limitado.

El Krigeage se realiza asignándole factores de peso a cada uno de los datos disponibles, dependiendo de las magnitudes de los parámetros geoestadísticos del depósito y de la particular geometría de las muestras en relación con el bloque bajo cálculo.

Los factores de ponderación son obtenidos de manera tal que se pueda minimizar la varianza de estimación, al minimizar esta varianza se asegurará el mejor uso de los datos disponibles, es decir la obtención de mayor precisión posible del bloque en estudio (Obregón, 1998).

La información necesaria para realizar el Krigeage es:

- Un conjunto de datos (ancho, ley, densidad, etc.).
- La geometría de las muestras, del panel a ser estimado y de sus interrelaciones.
- Información estructural, es decir, el modelo del semivariograma que caracteriza la variabilidad espacial de la zona en estudio, y los parámetros descriptivos.

b. Formulación matemática del Krigeage.

Sea V un bloque que tiene un valor promedio real $Z(V)$ que es conocido, y una serie de muestras con valores conocidos $Z(x_i)$. Se busca encontrar el conjunto de factores de ponderación w_i , $i = 1, 2, \dots, n$ que hagan que el promedio ponderado sea el mejor estimador de $Z(V)$, los n pesos w_i se calcularán asegurando que el estimador Z^* sea imparcial y que la varianza sea mínima.

$$Z^* = \sum_{i=1}^n w_i Z(x_i)$$

$$\sum_i w_i = 1$$

Para satisfacer la condición de imparcialidad se impone la condición de que la sumatoria de los factores de peso sea igual a 1.

Es así como se garantiza que el valor esperado de $Z(V)$ sea igual al valor esperado de Z^* .

$$E[Z^*] = E[\sum w_i Z(x_i)] = \sum w_i E[Z(x_i)] = m$$

$$E[Z(x_i)] = m$$

como:

$$\sum_i w_i = 1$$

asegura que :

$$E[Z^*] = E[Z(x_i)] = m$$

Esto limita el problema a encontrar aquellos factores de ponderación w_i que minimicen la varianza de estimación σ_E^2 bajo la condición que $\sum w_i = 1$.

Aplicando el método de los multiplicadores de Lagrange es posible encontrar el conjunto óptimo de coeficientes w_i sujetos a la condición $\sum w_i = 1$.

Para minimizar la función Q de los w_i deben ser igualadas a cero, y existe una restricción ($C=0$), el principio de Lagrange dice que $F=Q-2\mu C$ debe ser minimizada en donde μ es otra incógnita más dentro del multiplicador de Lagrange.

$$C = \sum w_i - 1 = 0$$

En orden de obtener que $C = 0$ y dada la restricción anterior se tiene que:

$$Q = \sigma_B^2$$

y que

$$F = \sigma_E^2 - 2\mu(\sum w_i - 1)$$

por lo que

debe ser derivada con respecto a todas las incógnitas (w_i y μ) y ser igualada a cero.

$$\sigma_E^2 = 2 \sum w_i \bar{\gamma}(S_i, P) - \sum \sum w_i w_j \bar{\gamma}(S_i, S_j) - \bar{\gamma}(P, P)$$

y al substituir σ_E^2 por su mismo valor.

se llega a la expresión:

$$\sum w_i \bar{\gamma}(S_i, S_j) + \mu = \bar{\gamma}(S_i, P)$$

Donde:

$\bar{\gamma}(S_i, P)$ = Relaciones de las muestras S_i con el panel P .

$\bar{\gamma}(S_i, S_j)$ = Relaciones de la muestra S_i con respecto a sí misma todas las demás muestras.

$\bar{\gamma}(P, P)$ = Relación del panel consigo

Para todo $i=1, 2, 3, \dots, n$

$$F = 2 \sum w_i \bar{\gamma}(S_i, P) - \sum \sum w_i w_j \bar{\gamma}(S_i, S_j) - \bar{\gamma}(P, P) - 2\mu(\sum w_i - 1)$$

al ser derivada esta ecuación con respecto a las incógnitas se obtiene

$$\frac{\partial F}{\partial \mu} = \sum w_i - 1 = 0$$

$$\frac{\partial F}{\partial w_i} = 2\bar{\gamma}(S_i, P) - 2\sum w_j \bar{\gamma}(S_i, S_j) - 2\mu = 0$$

De lo anterior se obtiene un sistema de $n+1$ ecuaciones lineales simultáneas con $n+1$ incógnitas. Dicho sistema se llama Sistema de Ecuaciones del Krigage.

Reordenando los términos se tiene que:

$$\sum w_i \bar{\gamma}(S_i, S_j) + \mu = \bar{\gamma}(S_i, P)$$

Para todo $i = 1, 2, 3, \dots, n$

$$\sum w_i = 1$$

Una vez resuelto el sistema para los coeficientes w_p , la obtención de la varianza de estimación es inmediata:

$$\sigma_E^2 = \sum w_i \bar{\gamma}(S_i, P) + \mu - \bar{\gamma}(P, P)$$

c. Propiedades del Krigeage.

A continuación se enumeran las características del Sistemas de Ecuaciones del Krigeage:

- Es lineal.
- Es imparcial.
- Las ponderaciones asociadas a las muestras sólo dependen de sus posiciones relativas, es decir, de la geometría de las muestras.
- El sistema es bastante general y únicamente asume que existe una ley intrínseca de dispersión.
- Puede ser aplicado a cualquier modelo estructural geoestadístico y cualquier soporte para x , y para V .
- El método del Krigeage es un interpolador exacto, es decir, si el soporte V a estimar coincide con cualesquiera de los soportes v_u , entonces el estimador del Krigeage Z^* será idéntico al dato conocido $Z(x)$. Además la varianza será igual a cero.
- El sistema de Ecuaciones del Krigeage y la Varianza del Krigeage dependen del modelo estructural $g(h)$, de la geometría de las muestras, de la geometría del bloque a estimar y de las interrelaciones entre ambas geometrías. Pero no dependen de los valores particulares de los datos $Z(x)$.

4. Dificultades en la implantación de la geoestadística.

Muchas empresas han mostrado considerables dificultades en su intento de implantar técnicas geoestadísticas y algunas de las razones son:

- Los conocimientos requeridos acerca del “¿Cómo?”.
- Resistencia al cambio.
- En algunos casos, el tiempo necesario para crear los archivos.
- Desarrollo inadecuados de programas y la necesidad de un software específico para la mina.

- La incapacidad de producir un semivariograma real, debido a la naturaleza de la mineralización.
- La falta de equipo adecuado de cómputo.

5. Requisitos para realizar el estudio geoestadístico.

Cada estudio geoestadístico involucra una serie de etapas identificables que se resume en lo siguiente para cada variable en estudio.

a. Estudio de datos.

- Examinar el tipo de muestras y su soporte para asegurarse que las muestras sean homogéneas.
- Revisión de la precisión de los datos producidos por las diferentes técnicas analíticas (en caso detenerse más de una de ellas).
- Evaluar la calidad del muestreo, de tenerse para campañas de remuestreos.
- Verificación del archivo de datos para determinar la posible existencia de errores en la captura de éstos.
- Dividir los datos basados en el tipo de roca, material o tipo de mineralización.

b. Análisis geológico.

La capacidad de aplicar efectivamente la geoestadística, a través de entender la naturaleza y los controles estructurales y geológicos de la mineralización si es necesario. Cualquier característica que puede afectar adversamente la evaluación del depósito debe ser apreciada en esta etapa.

c. Análisis estadístico.

- Cálculo de la media y la varianza.
- Producción de los histogramas.
- Determinación de la distribución teórica de la población.
- Examinación de la normalidad o de la lognormalidad de la distribución.
- Cálculo de la covarianza para realizar la réplica de los ensayos para determinar el error en los análisis.

d. Análisis estructural.

- Producción del semivariograma experimental para áreas individuales, tipos de roca etc. Tomando en cuenta los análisis estadísticos.
- Determinación de isotropía o anisotropía en los semivariogramas.
- Ajuste del modelo matemático en los semivariogramas.
- Obtención de los parámetros descriptivos de los semivariogramas, utilizando un proceso de validación.

e. Estimación local.

- Evaluación de bloques individuales.
- Obtención de la varianza por medio del kriging para cada variable regionalizada.

f. Estimación global.

- Evaluación del cuerpo mineral completo basados, en los resultados obtenidos en los incisos anteriores.

g. Curva Tonelaje-Ley.

- Obtención de la curva experimental y teórica de tonelaje-ley.

B. Evaluación del modelo geoestadístico del yacimiento *La Guitarra*.

El objetivo de realizar una evaluación del modelo geoestadístico del yacimiento *La Guitarra*, es estimar el potencial de éste, utilizando las herramientas que proporciona la *Geoestadística*, como son el semivariograma y el kriging, para alcanzar una cuantificación lo más precisa e insesgada posible de las reservas mineras. De esta nivel de reservas calculado es posible hacer la planeación lo más acertada posible de la inversión en la explotación del yacimiento.

1. Revisión de la base de datos.

En depósitos que son esencialmente bidimensionales, como son las vetas o depósitos sedimentarios de espesor relativamente constante, el procedimiento ideal para coleccionar las muestras se realiza describiendo una malla cuadrada o rectangular, a través del yacimiento. En este trabajo sólo se analiza la variabilidad a rumbo de la veta, porque las obras de exploración son principalmente niveles a rumbo de veta, y estos están espaciados de 60 a 90 m. Si se analizara a la vertical sólo habría 6 ó menos espaciamientos a estudiar, porque existen 6 niveles.

El muestreo que se analizó es el muestreo de canal, que recolecta datos regulares lineales. Las muestras recolectadas tienen las siguientes dimensiones de 0.01 m x 0.20 m y ancho variable. Una línea de muestreo se compone de varias muestras de este tipo, hasta abarcar el ancho de la obra, cada línea está espaciada 1.5 m. Este tipo de muestreo se realiza en niveles, contrapozos y rebajes en producción. La malla que se utilizó para construir el semivariograma experimental es rectangular y las muestras analizadas estarán espaciadas a rumbo cada 1.5 m sobre los niveles a través de toda la mina. El yacimiento de *La Guitarra* para su estudio estadístico se dividió en tres zonas mineralizadas, cada zona corresponde a una franja de mineralización, cada una con su eje de leyes máximas, característica de los yacimientos hidrotermales.

Zona SE:

- Localizada entre los paneles 1200-1500; donde se explota el rebaje 1244 y fueron explotados los rebajes 1300 y 1350. En esta zona se avanzan las rampas 1372 y 1243 que son obras de exploración directa.

Zona Central

- Localizada entre los paneles 1500-2200; se explotan los rebajes 1655, 1860 y 1970, y se avanzan las frentes de los niveles. San Rafael y San Eduardo.

Zona NW

- Localizada entre los paneles 2200-2700; se explota el rebaje 2510, y se avanzan los niveles Garambullo, La Cruz y San Francisco.

2. Análisis estadístico.

De la malla rectangular de muestras espaciadas cada 1.5 m a rumbo de veta, se recolecto un conjunto de datos, que fueron analizados con el objetivo de conocer algunos parámetros estadísticos, como son la media, mediana, moda y varianza.

Tabla III.1 Parámetros estadísticos de la distribución de leyes.

Región	Media	Moda	Mediana	Varianza
Au SE	5.00	0.15	1.08	10.72
Ag SE	415.41	58.00	134.00	715.06
Ancho SE	1.78	2.00	1.55	0.82
Au Central	2.66	0.10	0.59	6.01
Ag Central	167.16	34.00	84.00	246.08
Ancho Central	1.66	1.50	1.45	0.74
Au NW	1.79	0.10	1.24	1.67
Ag NW	300.80	15.00	153.00	547.04
Ancho NW	1.92	1.50	1.57	0.80

La región SE representa los valores más elevados del yacimiento el cociente plata/oro es 88, para la región Central es 56 y para la región NW es 150.

Tabla III.2. Cociente Au/Ag de las zonas mineralizadas.

Región	SE	Central	NW
COCIENTE Au/Ag	88	56	150

Las diferencias entre las regiones son considerables, por lo tanto se puede definir una zona equilibrada de oro y plata, que corresponde a la región SE, otra zona de oro, que es zona Central y una de plata que corresponde a la región NW

Los histogramas de las variables Au y Ag se presentan en las figuras III.1-III.4. El conjunto de datos para oro y plata, están sesgados a la izquierda, ajustándose a una distribución lognormal, al graficar el logaritmo de los valores, el tipo de distribución que a la que se aproximan es normal.

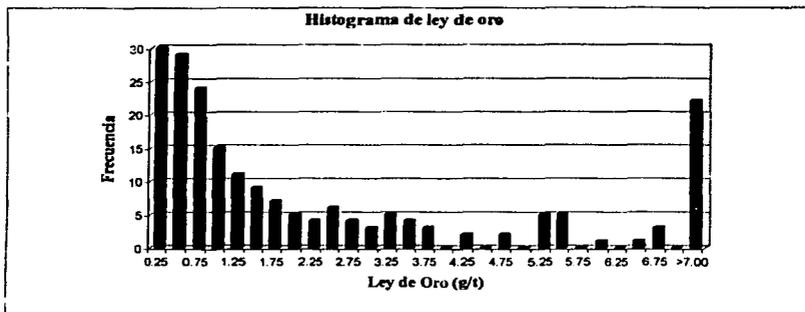


Figura III.1. Histograma de ley de oro.

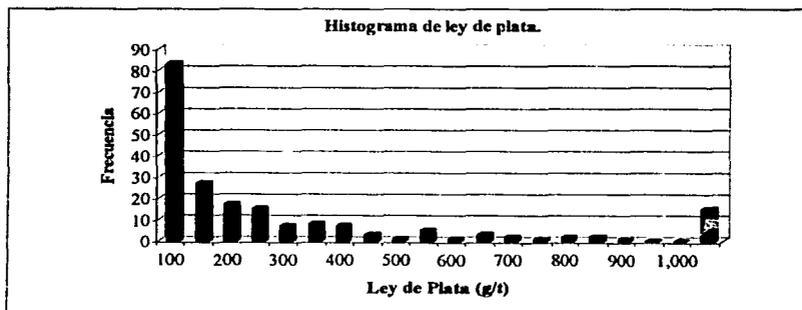


Figura III.2. Histograma de ley de plata.

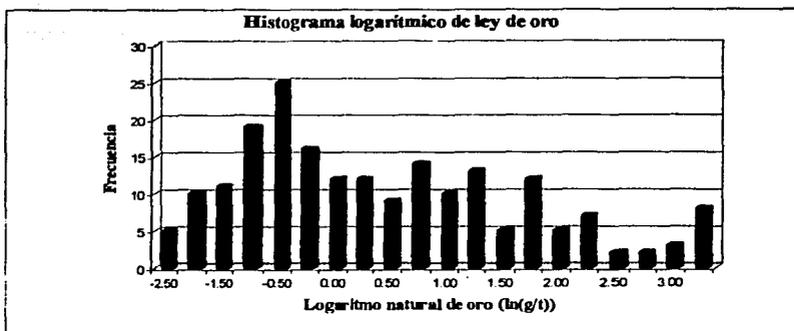


Figura III.3. Histograma del logaritmo de la ley de oro.

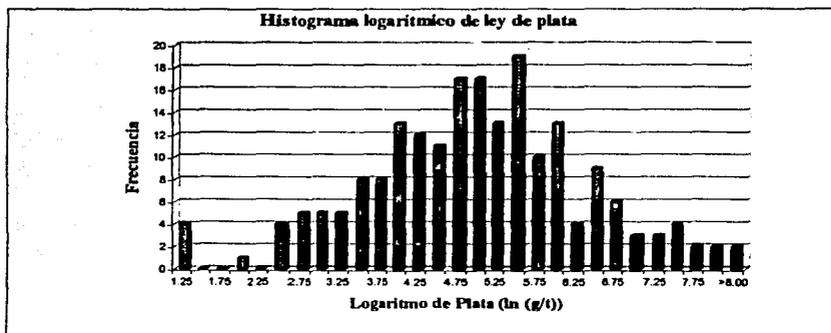


Figura III.4. Histograma del logaritmo de la ley de plata.

El estudio de la covarianza permite conocer la relación biunívoca entre los pares ordenados de los valores de oro y plata de las muestras, tiene la desventaja de que sus unidades carecen de sentido. Por esta razón es necesario incluir otra medida de dispersión que resuelva este problema, dicha medida se obtiene dividiendo la covarianza entre el producto de las desviaciones estándar de las dos variables. A esta medida se le conoce como coeficiente de correlación.

La tabla de abajo muestra la covarianza, la desviación estandar y el coeficiente de correlación.

Tabla III.3. Covarianza, desviación estándar y coeficiente de correlación de las leyes de oro y plata de las zonas mineralizadas.

Metall-Región	Covarianza	Desviación Estándar	Coficiente de correlación
Au SE	5975.60	10.72	0.78
Ag SE	5975.60	715.07	0.78
Au Central	912.21	6.01	0.52
Ag Central	912.21	294.08	0.52
Au NW	290.38	1.67	0.32
Ag NW	290.38	547.04	0.32

El coeficiente de correlación resultó positivo para cada una de las áreas de estudio del yacimiento, lo que significa que cuando una de las variables aumenta, la otra también aumenta.

El modelo para cada área del yacimiento es lineal, y con abscisa positiva al origen. Para el modelo la variable independiente es el oro y la dependiente la plata.

Área SE:

$$Ag = 57.42(Au) + 110.78 \text{ [g/t]}$$

Área Central:

$$Ag = 24.94(Au) + 101.61 \text{ [g/t]}$$

Área NW:

$$Ag = 102.63(Au) + 112.79 \text{ [g/t]}$$

3. Semivariogramas experimentales del yacimiento *La Guitarra*.

De los datos recolectados se calcularon los semivariogramas experimentales utilizando el software Variowin, y se realizó un ajuste a un modelo teórico. Los semivariogramas se calcularon para la dirección 0°, para las leyes de oro, plata, \ln de oro y \ln de plata, dado que los datos disponibles eran de niveles colados a rumbo de veta. Los resultados se muestran en las siguientes figuras.

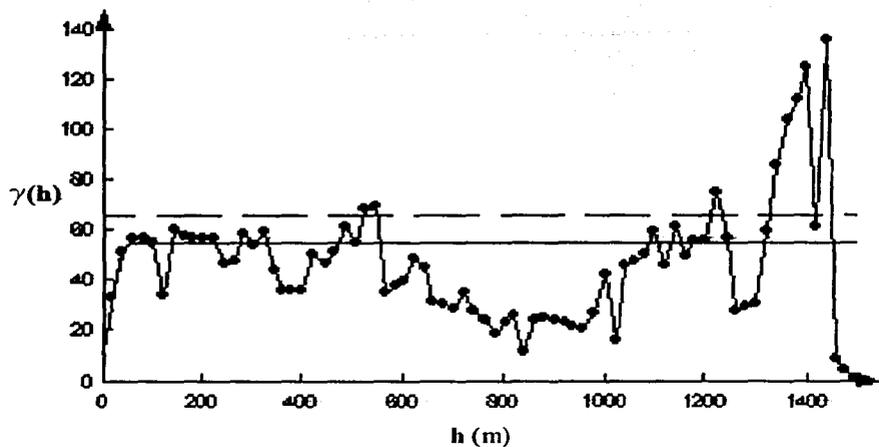


Figura III.5. Semivariograma de ley de oro en la dirección 0°.

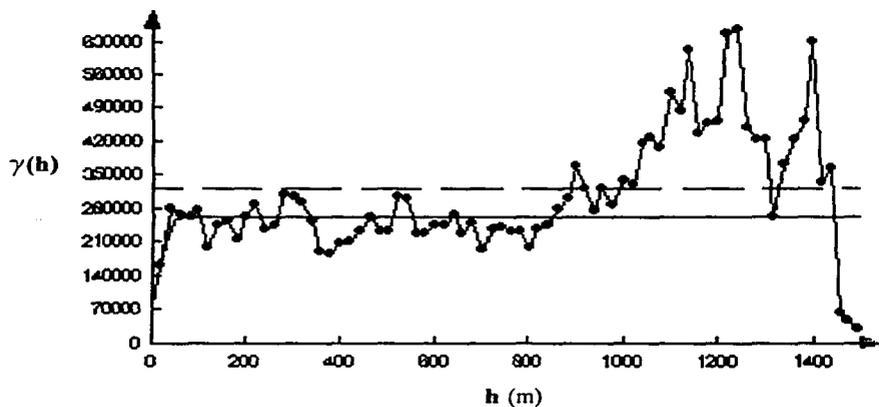


Figura III.6. Semivariograma de ley de plata en la dirección 0°.

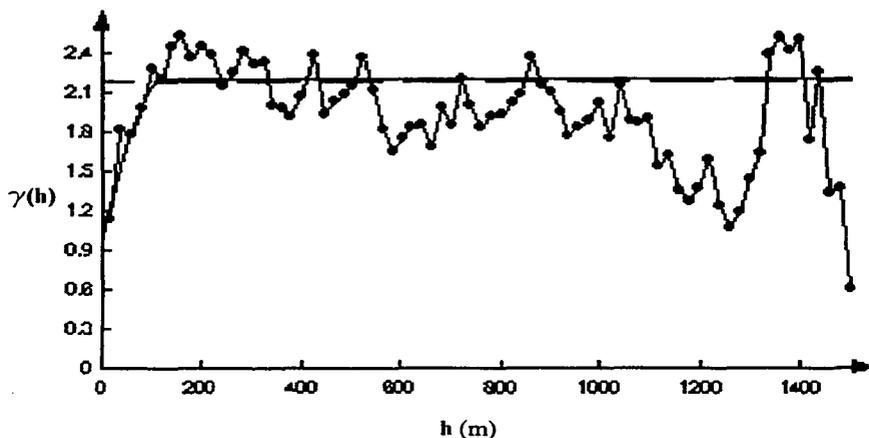


Figura III.8. Semivariograma del logaritmo de la ley de oro en la dirección 0°.

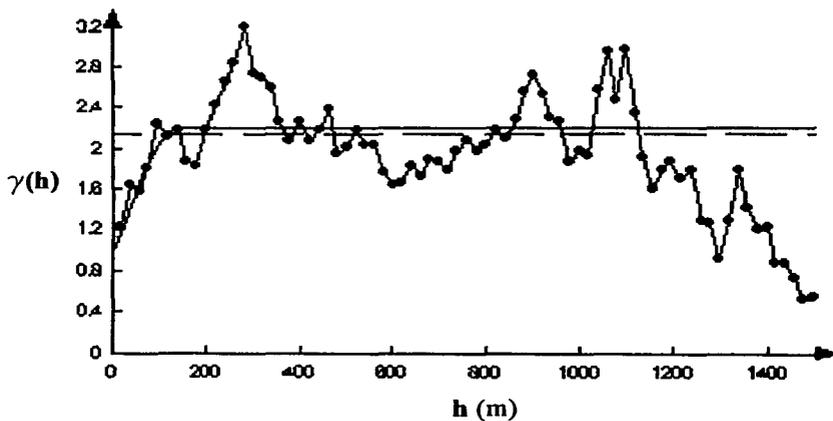


Figura III.9. Semivariograma del logaritmo de la ley de plata en la dirección 0°.

Los parámetros de los modelos ajustados para los semivariogramas experimentales de oro y plata se muestran en la siguiente tabla:

Tabla III.4. Parámetros de los semivariogramas de las leyes de oro y plata.

Elemento	Modelo	Efecto Pepita (g/t) ²	Rango (m)	Sill (g/t) ²
Oro	Esférico	15.34	56.45	55.67
Plata	Esférico	70,135.84	62.21	215,045.45

Los parámetros de los modelos ajustados para los semivariogramas experimentales del logaritmo de las leyes de oro y plata se muestran en la siguiente tabla:

Tabla III.5. Parámetros de los semivariogramas del logaritmo de las leyes de oro y plata.

Elemento	Modelo	Efecto Pepita (ln(g/t)) ²	Rango (m)	Sill (ln(g/t)) ²
Oro	Esférico	1.01	120.00	1.21
Plata	Esférico	0.99	150.00	1.23

Las ecuaciones de cada uno de los semivariogramas son las siguientes:

i) Semivariograma de ley de oro:

$$\gamma(h) = 15.34 + 1.07h - \frac{h^3}{8,920.59}$$

ii) Semivariograma de ley de plata:

$$\gamma(h) = 70,135.84 + 3,494.04h - \frac{h^3}{3.32}$$

iii) Semivariograma del logaritmo de la ley de oro:

$$\gamma(h) = 1.01 + \frac{h}{400} - \frac{h^3}{17,280,000}$$

iv) Semivariograma del logaritmo de la ley de plata:

$$\gamma(h) = 0.99 + \frac{h}{416.67} - \frac{h^3}{28,125,000}$$

4. Estimación del tonelaje.

Para hacer la evaluación de reservas se realizó utilizando los parámetros de los semivariogramas del logaritmo de las leyes de oro y plata, porque la distribución que presentan las leyes de oro y plata se ajusta a una distribución lognormal, como se indica en la sección B de este capítulo.

La estimación del tonelaje fue realizado utilizando el software Krigpra, este utiliza como datos de entrada la configuración de los bloques ha ser estimados, y los parámetros de los semivariogramas para cada una de las variables regionalizadas de interés. A continuación se presentan las zonas del yacimiento con la cantidad de mineral evaluado con las leyes promedio krigeadas para cada una de ellas. Los resultados detallados para cada superbloque se presentan en el Anexo No 1.

Tabla III 6. Leyes promedio krigeadas por región.

Región	Ley de Au (g/t)	Ley de Ag (g/t)	Contenido de Au (ozt)	Contenido de Ag (ozt)	Tonelaje (t)
SE	9.0	661.0	111,975	8,223,982	386,981
Central	4.0	188.0	75,141	3,531,653	584,291
NW	1.9	293.0	39,679	6,110,011	649,565
Ley media global.	4.3	342.0	226,795	17,856,646	1,620,837

a. Ley mínima de corte.

La ley de corte es un control operativo, es un cálculo o una ley específica para separar dos rumbos de acción en el tumbado de mineral en una mina. La primera acción es llevarlo a un proceso de beneficio metalúrgico, la segunda es depositarlo en algún lugar de la mina que puede ser en los rebajes como relleno o en los terreros en el exterior de la mina.

La ley de corte para la unidad *La Guitarra* se calcula con los siguientes datos (Reporte de operaciones, 1999):

Tabla III.7 Datos para el cálculo de la ley mínima de corte

Costos:	U.S. \$/ton
Realización:	26.26
Tumbe:	13.72
Planta:	2.23
Rezagado:	0.27
Acarreo Interior:	0.57
Acarreo a Planta:	0.68
Mantenimiento Diesel	2.37
Mantenimiento Planta	3.35
Distribuibles:	1.03
Indirectos:	15.69
Total	66.17

Cotización:	U.S. \$/ozt
Au:	283.91
Ag:	5.57

Recuperación Metalúrgica:	%
Au:	85.0
Ag:	85.0

Se hace que X sea la ley de oro equivalente y se igualan costos y beneficios y se determina la ley de corte:

$$\text{Relación de cotizaciones oro/plata} = (283.91 \cdot 0.85) / (5.57 \cdot 0.85)$$

$$\text{Relación de cotizaciones oro/plata} = 50.97$$

$$1 \text{ g de Au} = 50.97 \text{ g de Ag.}$$

$$(66.17) - X(283.91)(0.85) = 0$$

$$X = 0.274 \text{ ozt eq. Au/t}$$

$$X \geq 8.52 \text{ g eq. Au/t } \text{ ó}$$

$$X \geq 434 \text{ g eq. Ag/t}$$

b. Curvas de Tonelaje-Ley.

Para la construcción de la curva tonelaje-ley (figura III. 10) es necesario agrupar las leyes krigeadas dentro de clases y el porcentaje acumulativo del tonelaje asociado a cada clase. después se gráfica el tonelaje contra la ley y el porcentaje acumulado, a la curva del porcentaje acumulado se le ajusta una curva, y de esta manera se conoce la distribución de valores en el yacimiento.

Tabla III 8 Distribución de ley equivalente de oro en el yacimiento *La Guitarra*.

Clase (ozt/t)	Marca de clase (ozt/t)	% Tonelaje (%)	acumulativo negativo (%)	
0.01-0.11	0.06	16.31	83.69	} Tepetate
0.12-0.22	0.17	26.12	57.57	
0.23-0.33	0.28	30.04	27.53	
0.34-0.44	0.39	9.44	18.09	
0.45-0.55	0.50	0.00	18.09	
0.56-0.66	0.61	5.00	13.09	
0.67-0.77	0.72	2.74	10.35	} Mineral
0.78-0.88	0.83	0.00	10.35	
0.89-0.99	0.94	3.09	7.26	
1.00-1.10	1.05	0.00	7.60	
1.11-1.21	1.16	3.73	3.53	
1.22-1.32	1.27	0.00	3.53	
1.33-1.43	1.38	0.00	3.53	
1.44-1.54	1.49	0.00	3.53	
1.55-1.65	1.60	0.00	3.53	
1.66-1.76	1.71	3.53	0.00	

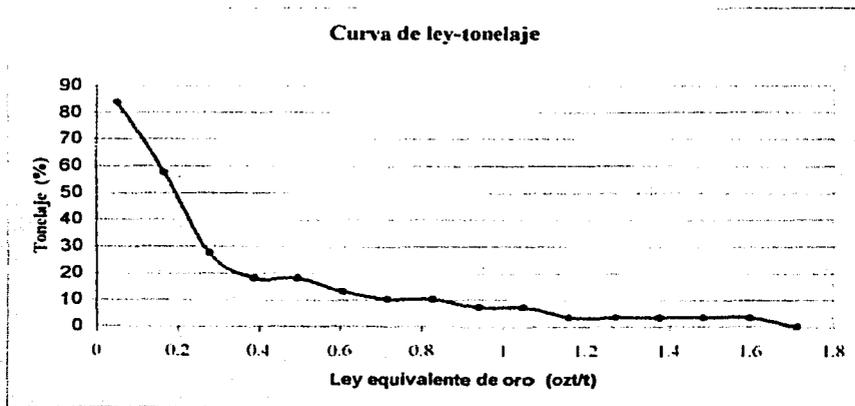


Figura III.10. Curva de ley-tonelaje.

Si la ley mínima de corte es 0.28 ozt/t de Au equivalente, según la tabla anterior, la distribución de valores en el yacimiento es la siguiente: el 42% está por debajo de 0.28 ozt/t de Au equivalente, y esta parte del yacimiento es denominada tepetate, y el 58% mineral. Si el total

de reservas explotables es de 940,085 t y si la mina tiene una producción de 108, 000 t/año la vida del yacimiento es de 8.7 años.

c. Mineral potencial.

La distribución de leyes de los modelos geoestadísticos evaluados tienen los patrones que se indican en las figuras III.11 y III.12, obtenidas con el software Golden Software Surfer 7.

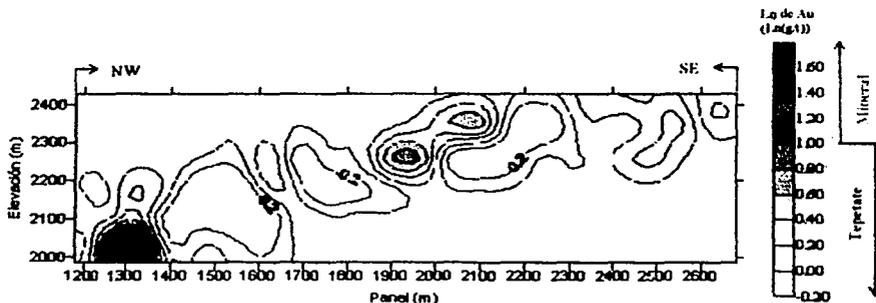


Figura III.11. Distribución de la ley de oro, según el modelo geoestadístico ajustado.

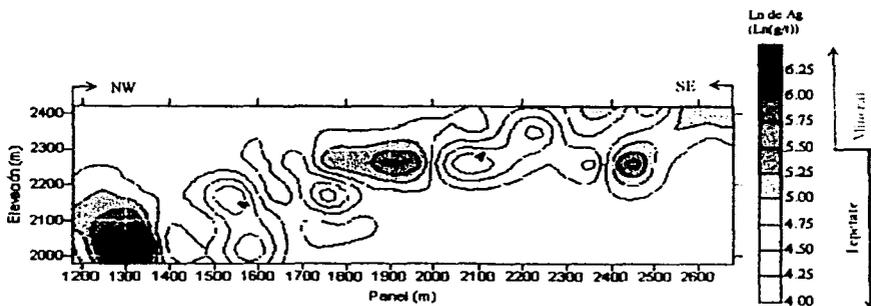


Figura III.12. Distribución de la ley de plata, según el modelo geoestadístico ajustado.

De estas figuras se concluye lo siguiente:

- La distribución de los valores metálicos responde al zonamiento propio de los yacimientos hidrotermales, donde existe una disminución de la ley plata al aumentar la profundidad.
- El extremo al NW del yacimiento en las coordenadas 2300 y 2600 tiene altas posibilidades de convertirse en una zona de explotación de mineral de baja ley, ya que las leyes que se muestran en el modelo oscilan desde 1.0 a 1.5 g/t para el oro y 150 a 250 g/t para la plata.
- El extremo SE, muestra las leyes más atractivas, pero con una área pequeña en sentido horizontal. Hacia la vertical muestra continuidad por debajo de la elevación 2000 m.
- En la parte central por debajo de la elevación de 2200 m, el panorama es adverso, ya que el modelo indica una extensa zona estéril, que se extiende desde el panel 1400 hasta el panel 2200. Las leyes en esta zona oscilan desde 0.0 a 1.0 g/t de oro y 0 a 70 g/t de plata.

CAPÍTULO IV. SITUACIÓN ACTUAL DE LA UNIDAD

A. Descripción de la situación actual.

La compañía Minera Arauco S.A. de C.V. es una unidad de negocio del grupo SanLuis Corporación, este tiene dos divisiones SanLuis Rassini S.A. de C.V. (autopartes) y Luismin S.A. de C.V. (minas). En la división minas existen en operación 3 unidades de negocio que son: Minas Comermin S.A. de C.V., en el Estado de Querétaro, Minera Arauco S.A. de C.V., en el Estado de México, y Minas Doré S.A. de C.V. en el Estado de Durango.

Las empresas de la división Minas explotan minerales de oro y plata, con el objetivo de obtener metal doré, que es una mezcla de oro y plata en lingote. La venta del producto es hecha en el mercado inglés. Las unidades de negocio Minas Doré y Minas Comermin tienen infraestructura para obtener doré en su proceso, Minera Arauco no tiene esta infraestructura por lo que tiene que pagar maquila para obtener este producto, sólo se obtiene concentrado bulk.

La historia de esta unidad de negocio data de 1994, cuando Luismin realiza un convenio con Servicios Industriales Peñoles, para la explotación del yacimiento La Guitarra. En 1994 inicia operaciones con una producción diaria de 50 t/día de las cuales se obtenían 5.6 ozt de oro y 483 ozt de plata por día. Las reservas probadas se estimaban en 25,000 t, con una vida de 1.5 años. La empresa invirtió en exploración y a finales de 1995 se habían cubicado 200,000 t esto condujo a los inversionistas a incrementar la capacidad de la planta de beneficio a 300 t/día, que le daba una vida de 2 años. En 1998 el oro bajó de precio en el 25% de la cotización promedio de los años anteriores, la cotización a principios de 1998 era de \$390/ozt, y a finales de 1998 llegó hasta \$280/ozt. Esto condujo a los directivos a llevar a una política de reducción de costos, afectando a la exploración.

Minera Arauco S.A. cuenta con 7 departamentos operativos que son: Mina, Geología, Planta de Beneficio, Mantenimiento, Seguridad e Higiene, Contabilidad y Recursos Humanos. La planta laboral es de 210 personas, de donde el departamento de mina tiene una proporción del 50% es decir alrededor de 100 personas, de estas el 40% son foráneas y el resto son originarias de los alrededores de la unidad.

En el departamento de mina se trabajan 6 días a la semana (lunes a sábado) tres turnos y el domingo solo se trabajan áreas críticas, alimentación a la planta de beneficio y bombeo, estas áreas deben de estar cubiertas las 24 horas los 365 días del año. Existen dos categorías generales Operador y Ayudante, en la categoría de operador se engloban operadores de máquina de pierna, cargador frontal, camión de bajo perfil y de camión convencional. La segunda categoría abarca tuberos, obreros de limpieza, polvorero, ayudante de perforista, parrillero y bombero. El sueldo de cada obrero está formado de un sueldo base (mínimo local) y un bono de productividad.

1. Mercado.

La plata y el oro son mercancías comercializables internacionalmente y sus precios están establecidos en las Bolsas de Metales más importantes del mundo, como COMEX en Nueva York o el London Metal Exchange.

Históricamente, los precios del oro y la plata han sido sujetos a grandes fluctuaciones y son afectados por numerosos factores tales como las condiciones económicas y políticas internacionales, niveles de oferta y demanda, disponibilidad y costo de productos sustitutos, niveles de inventario de bancos centrales y otros organismos, costos de inventario y tipos de cambio, e intereses de los inversionistas basados en especulaciones futuras sobre los movimientos del precio. A pesar de las condiciones volátiles de los precios del oro y la plata, el valor de venta de la producción de Luismin está protegido gracias a los programas de cobertura pactados con sus clientes.

Las señales del mercado indican que la industria de los metales preciosos se encuentra en una etapa de consolidación. La tendencia de los precios ha provocado que las compañías más pequeñas y las que operan con mayores costos busquen alianzas que les permitan sobrevivir.

Los precios de los metales a lo largo de los últimos dos años han exhibido un comportamiento estable, con fluctuaciones pequeñas, a continuación se presenta un resumen de los precios promedio exhibidos por los dos metales en la última década.

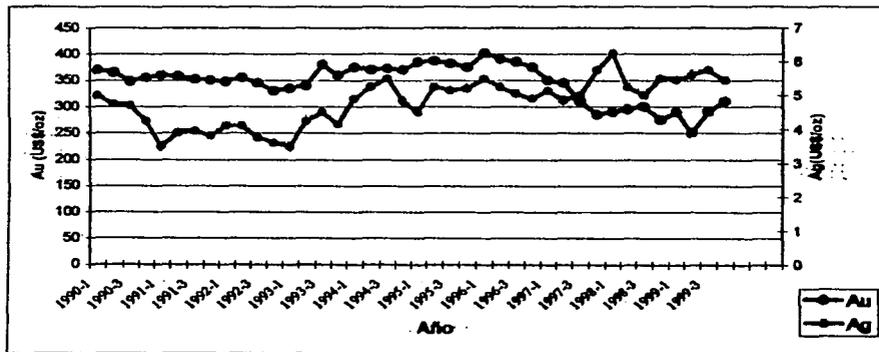


Figura IV.1. Cotizaciones de oro y plata.

2. Producción.

La producción en las unidades mineras de Luismin ha crecido considerablemente. La participación de Minera Arauco es considerable en el total de las operaciones, a pesar de

ser la unidad de negocio más pequeña, del grupo. La tabla y gráfica siguientes muestran la producción de onzas de oro equivalente por unidad minera.

Tabla IV.1. Producción mensual de las unidades mineras de Luismin.

Unidad.	Producción anual				
	Miles de onzas de oro equivalente				
	1994	1995	1996	1997	1998
Tayoltita	40	45	50	55	55
Santa Rita	13	15	15	17	19
San Antonio	37	42	40	45	50
San Martín	8	12	20	25	30
La Guitarra	-	13	26	32	40
Total	98	127	151	174	194

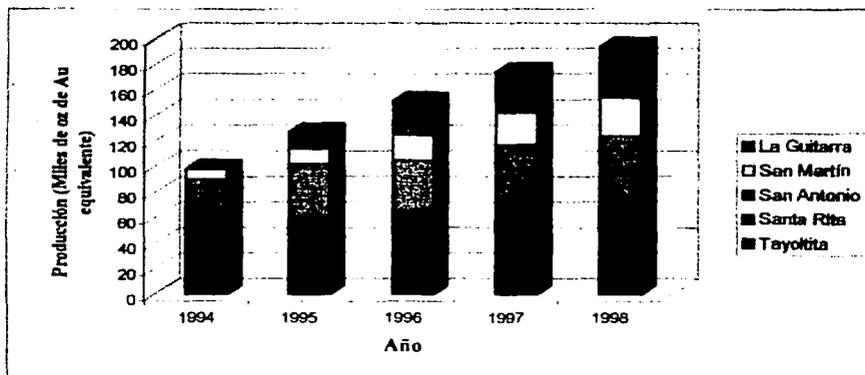


Figura IV.2. Niveles de producción de las unidades mineras de Luismin.

3. Reservas.

El nivel de reservas en la unidad *La Guitarra* en 1999 se presentan en la siguiente tabla (Reporte de Operaciones, 1999).

Tabla IV.2. Reservas mineras de *La Guitarra*.

Clasificación	Inventario Octubre 1999		
	Volumen (t)	Ley de Au (g/t)	Ley de Ag (g/t)
Probado Económico	198,926	4.61	323
Probable Económico	191,997	3.26	224
Probable Marginal	1,724	2.35	139
Indicado con Barrenación	244,801	2.30	255

4. Costos.

Los costos en la unidad minera *La Guitarra* se distribuyen de la siguiente manera (Reporte de Operaciones, 1999):

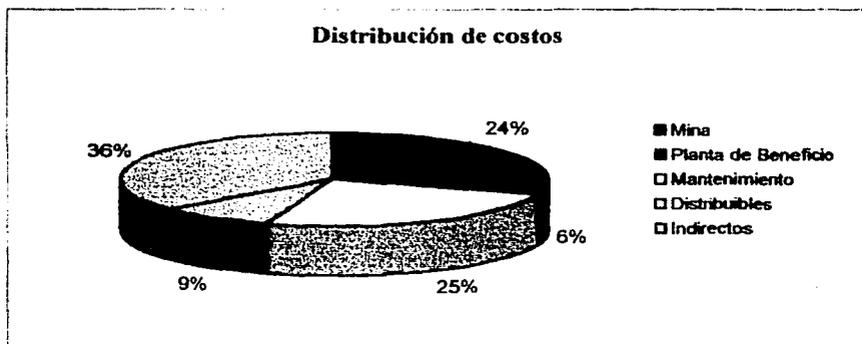


Figura IV.3. Distribución de costos en la unidad minera *La Guitarra*.

B. Características de la explotación minera en el yacimiento *La Guitarra*.

En la unidad "*La Guitarra*" se ha adoptado en forma sistemática el método de "Corte y Relleno con Tepetate", utilizando una serie de obras de preparación coladas al bajo de la veta. En la actualidad se explotan cinco rebajes con este sistema; los rebajes explotados son: 1244, 1655, 1860, 1970, y 2510. Cada uno con características particulares,

y entre las más importantes se cuenta con: 1) Ley media; 2) Ancho promedio; 3) Longitud, y 4) Problemas estructurales (fallas, fracturas, discontinuidad del mineral etc.).

Tabla IV 3. Características de los rebajes en *La Guitarra*.

Rebaje	Au (g/t)	Ag (g/t)	Ancho (m)	Largo (m)	Características estructurales
1244	3.2	472	1.6	90	Falla intensa al alto lubricada con agua, tabla del alto débil
1655	5.2	148	3.4	105	Intenso fracturamiento del mineral, tabla del alto débil.
1860	4.9	339	1.9	180	Intenso fracturamiento del mineral, tabla del alto débil, mineral oxidado, espacios vacíos originados por una explotación anterior
1970	2.8	166	2.7	135	Fracturamiento del mineral, tabla del alto débil, espacios originados por una explotación anterior.
2510	2.3	225	3.0	230	Intenso fracturamiento y oxidación del mineral, tabla del alto débil.

1. Obras de preparación.

Las obras de preparación hacen posible la explotación de un rebaje y son una vía de acceso al mismo. Las funciones de las obras de preparación se pueden numerar de la siguiente manera: 1) Acceso a los rebajes de servicios, equipo y personal; 2) Extracción del material tumbado dentro de los rebajes; 3) Introducción de tepetate para el relleno del rebaje; y 4) Ventilación.

Las obras de preparación son las siguientes:

- Rampa;
- Cruceros de acceso al rebaje;
- Contrapozo metalero;
- Cruceros al contrapozo metalero.

a. Rampa.

La obra de preparación principal es la rampa, de esta se desprenderán los cruceros de acceso al rebaje y cruceros al contrapozo metalero. A través de la rampa circularán camiones de bajo perfil, equipo de rezagado, personal, y se llevarán los servicios a los rebajes (tubería de aire comprimido, agua y electricidad)

La sección de la rampa es de 3 x 3 m, con una pendiente del +13% en tramo recto y +12% en las curvas, para que el equipo de rezagado y acarreo maniobre con facilidad; la mayoría de las rampas de los diferentes rebajes son coladas con una plantilla de barrenación típica como se muestra en la figura IV.4. El tepetate generado por el cuele de las obras de

preparación es ocupado en la fase de relleno del rebaje, el tepetate faltante se obtiene de otras obras de desarrollo de la mina.

La rampa es colada al bajo, en el granito, porque el alto tiene baja competencia, y porque además el tumbado de tepetate en la cabeza de los cruceros (pivoteo) una vez dado un corte de mineral, disminuirá con el progreso de la explotación del rebaje.

b. Cruceros de acceso al rebaje.

Los cruceros de acceso se desprenden de la rampa y comunican al rebaje, su longitud es de 25 m. aproximadamente, la pendiente al momento de ser colados es del 18% negativa. Cuando se da un corte vertical en la cabeza del rebaje se da un corte igual en el crucero de acceso, pero con una longitud que permita entrar al equipo de rezagado al crucero, este corte en el crucero es llamado *pivoteo*. Una parte del tepetate originado por el cuele y parte del tepetate generado por el pivoteo de los cruceros es utilizado también en el relleno del rebaje, otra parte es utilizada como relleno en el propio acceso para alcanzar el cielo para barrenar. El avance del rebaje hace que el crucero de acceso vaya progresando hacia arriba, hasta que alcanza una pendiente máxima del +18%.

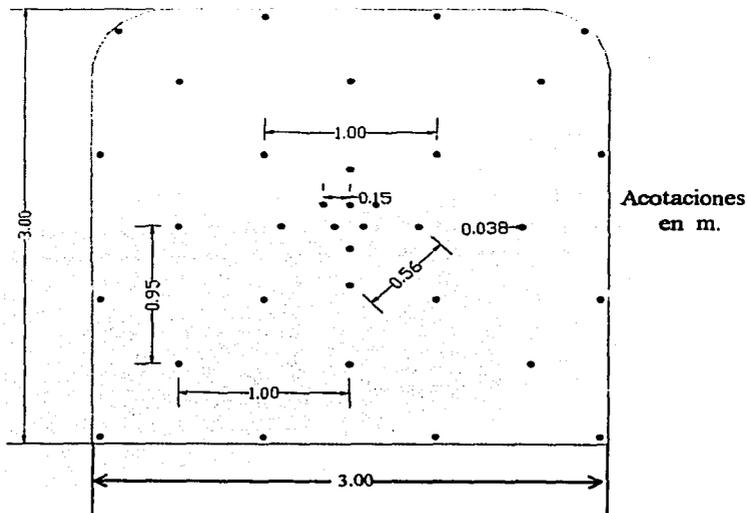


Figura IV.4. Plantilla de barrenación en rampas, cruceros, niveles y contracañones.

c. Contrapozos metaleros.

Estos contrapozos son colados con sección de 1.8 x 1.8 m, y tienen la función de transportar y almacenar el mineral de los rebajes. Una vez que se da un corte de mineral dentro de los rebajes, se extrae el mineral tumbado con cargador frontal, y se vacía en estos contrapozos. En el nivel de acarreo son cargados los camiones de bajo perfil, con el mineral que fue vaciado en los contrapozos metaleros, para continuar con el transporte de material interior mina, y llevarlo a otro contrapozo-tolva, que comunica al nivel principal de acarreo. Otra función que tienen los contrapozos metaleros es proporcionar ventilación al cuele de la rampa.

Los contrapozos son barrenados con cuña quemada, y la inclinación del contrapozo está entre 60-75°, para que fluya el mineral con facilidad.

d. Cruceros a contrapozos metaleros.

Estos cruceros comunican el contrapozo metalero con la rampa, su longitud promedio es de 8 m, y por estos cruceros los cargadores frontales pasan para vaciar el mineral rezagado de los rebajes en los contrapozos metaleros.

Cuando se inicia la explotación de un rebaje se cuea una obra llamada contracción, la cual tiene la función de rodear el bloque de mineral a tumbar, para continuar con la frente de exploración en busca de más bloques que explotar o para situar el contrapozo metalero al centro del rebaje, el contracción es colado con una sección de 3 x 3 m. al igual que todas las obras de desarrollo.

2. Ciclo de explotación.

Una vez que se marca el mineral a tumbar dentro de un rebaje se inicia la barrenación, que es el principio del ciclo. La longitud efectiva del barrenación es de 2.3 m, con un diámetro de 3.2-3.8 cm (1.25-1.50 pulgadas). La barra utilizada de acero es hexagonal de 2.4 m de longitud, y la broca es de cruz de 3.8 cm (1.5 pulgadas) de diámetro. El equipo de barrenación es la máquina de pierna neumática tipo pesada y la espiga. La plantilla de barrenación puede ser distinta para cada rebaje, dependiendo de las condiciones geológicas prevaletientes en el lugar. La barrenación se ejecuta a echado de la estructura, para evitar la dilución del mineral

Una vez barrenado el mineral se procede a cargar y disparar, pero antes de esto se marca una línea de color rojo a un metro del piso de relleno, para evitar la dilución del mineral con el tepetate de relleno.

Los barrenos son cargados con emulsión o hidrogel, como carga de fondo de 2.54 x 12.7 cm (1 x 5 pulgadas) y como carga de columna ANFO si no hay presencia de agua en el barreno. Si existe agua en el barreno también se carga con emulsión el resto del barreno. El sistema de iniciación puede ser cañuela o NONEL, dependiendo de la estabilidad de las tablas del rebaje.

Una vez tumbado el mineral se rezaga con cargador frontal, cuidando la línea de rezagado y se vacía en un contrapozo metalero. Una vez colocado el mineral en el contrapozo se procede a acarrearlo en los niveles con cargador frontal o con camión de bajo perfil.

Cuando es vaciado el mineral inicia el relleno del rebaje, el relleno se obtiene de terreros de superficie y de las obras de desarrollo. La altura de la cabeza nueva del rebaje debe ser de 3.0 ± 0.3 m. Una vez relleno el rebaje se inicia otro ciclo.

3. Plantillas de barrenación.

La plantilla de barrenación típica en una frente utiliza la cuña quemada de 6, en forma de triángulo, el operador los espacia de acuerdo con la competencia de la roca (más abierta la barrenación cuando es menos competente). La cuña en V es utilizada cuando el terreno se comporta muy difícil. El diámetro nominal del barreno es de 3.81cm (1.5 pulgadas), la longitud de la barrenación nominal puede ser de 1.8 ó 2.4 m (6-8 pies).

El equipo de barrenación son máquinas perforadoras de pierna neumática (jackleg). El barreno es cargado utilizando hidrogel o emulsión, como carga de fondo y ANFO como carga de columna. En una frente seca se dispara con cañuela, y cuando se presenta agua en los barrenos, se dispara con NONEL LP (largo periodo).

La plantilla de barrenación utilizada en un rebaje para dar un corte, varía dependiendo de sus características estructurales. Las plantillas que se utilizan son la cuadrada, tresbolillo y la rectangular. El equipo de barrenación para el timbe son máquinas de pierna (jackleg) y espigas (stoper). La longitud de la barrenación es de 2.4 m (8 pies) y la inclinación de los barrenos depende del equipo utilizado, para espigas 70-80° y para máquinas de pierna 60-70° (figura IV.5). Los barrenos son cargados con emulsión o hidrogel como carga de fondo y ANFO como carga de columna. El disparo puede realizarse con cañuela y fulminante o con NONEL, dependiendo de la presencia de agua en los barrenos. En la siguiente tabla se muestran las plantillas de barrenación utilizadas en los distintos rebajes:

Tabla IV.4. Plantillas de barrenación utilizadas en los rebajes de *La Gutarra*.

Rebaje	Plantilla	Bordo y Espaciamiento (m)	Factor de carga (kg/t)
1244	Cuadrada	0.8 X 0.8	0.694
1655	Cuadrada	0.9 X 0.9	0.548
1860	Cuadrada	0.9 X 0.9	0.548
1970	Tresbolillo	0.7 X 1.1	0.513
2510	Tresbolillo	0.8 X 0.8	0.694

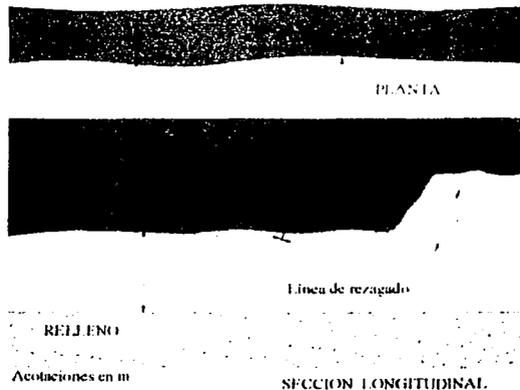


Figura IV.5. Plantilla de barrenación en rebajes.

C. Acarreo en la unidad minera *La Guitarra*

1. Características del equipo de acarreo

El acarreo se realiza utilizando cargadores frontales, camiones de bajo perfil y camiones convencionales, y se utilizan según el sitio. El equipo disponible en la operación de la mina es el siguiente:

Tabla IV.5. Características del equipo de acarreo.

Equipo	Cantidad	Capacidad (t)
Cargador Frontal 3 yd ³	3	3.5
Cargador Frontal 2 yd ³	2	2.3
Camión Elmac	3	7.0
Camión Convencional	2	10.0

El cargador frontal se utiliza cuando los camiones de bajo perfil no están disponibles. El camión Elmac tiene la función de transportar el mineral de las tolvas de los rebajes hasta las tolvas que comunican al nivel principal de acarreo. En este nivel el transporte se realiza con camiones convencionales de volteo. A continuación se citan algunas de las características del equipo de acarreo.

a. Cargador Frontal.

A finales de los años 1950's en las minas subterráneas se empezó a utilizar el cargador frontal para transportar los materiales producidos por estas, y a mediados de los años 60's se establecieron firmemente como una parte fundamental del concepto de mina mecanizada. La flexibilidad, movilidad y versatilidad de estas unidades han dado a la industria una herramienta exitosa para hacer más productivos los sistemas de explotación. Desde 1977 fabricantes de diferentes países han producido una amplia variedad de vehículos para satisfacer la demanda creciente de estos equipos en todo el mundo.

El diseño de este equipo intenta proporcionar un vehículo que pueda cargar mineral por sí mismo, transportarlo hasta un punto especificado y vaciarlo en éste.

En general los cargadores frontales tienen las mismas características básicas:

- El equipo está montado sobre llantas;
- De bajo perfil;
- Tienen una articulación central dividiendo al equipo en dos módulos;
- Son bidireccionales;
- El operador tiene la posibilidad de ver en cualquier dirección.

En la producción de una mina la medida básica del costo por acarrear materiales con un cargador frontal es el costo por tonelada, o el costo por unidad de volumen transportada de un punto a otro. En desarrollos y en túneles, el tiempo requerido para mover una cantidad específica de rezaga es una unidad usual de productividad. En ambos casos la distancia total que debe transportarse el material es un factor importante en el costo. Algunas de las aplicaciones de éste equipo más comunes son en el rezagado de los sistemas de explotación: tumba por subniveles, tumba sobre carga, corte y relleno, salones y pilares, hundimiento por subniveles y por grandes bloques, y también se utiliza para cargar camiones de volteo. En la mina se cuenta con 3 cargadores frontales de 3 yd³ JCI, un cargador frontal de 2 yd³ Jarvis Clark.

Costo de acarreo

El indicador más relevante del éxito de un cargador frontal es el costo por tonelada transportada de material. En general el costo por tonelada es calculada dividiendo los costos de operación por hora entre las toneladas movidas por hora. Otros factores que influyen en los costos son:

- Salarios de operadores y personal de mantenimiento.

- La disponibilidad para obtener herramientas y equipo.
- El grado de participación y coordinación del personal de supervisión en el plan de mantenimiento y producción.
- El diseño de lugares de mantenimiento, puntos de carga, puntos de descarga y caminos.
- Condiciones operacionales de la mina.
- Capacidades de los operarios.

Estos factores son variables de una mina a otra, los costos también. Es difícil encontrar un costo definitivo relacionado con una unidad productiva. Los costos se dividen en costos de operación y de adquisición. Los costos de operación son aquellos que se gastan en salarios, mantenimiento, combustible y aceites. Los costos de adquisición incluyen, la inversión inicial, depreciación, costos de capital, impuestos, gastos de importación, seguros y puesta en sitio.

Otro medida de desempeño crítica, además del costo es la productividad, la cual se explica a continuación.

Productividad.

La productividad es la relación entre salidas y entradas en un proceso productivo, para calcular la productividad de un equipo de acarreo se utiliza la siguiente fórmula para calcular el volumen acarreado por unidad de tiempo que representa la salida o resultado del sistema.

$$P_t = \frac{L * T_h}{(T_v + t)}$$

Donde:

- P_t = Volumen acarreado por unidad de tiempo;
- T_h = Número de minutos de operación por hora;
- L = Capacidad del cucharón por ciclo;
- T_v = Tiempo variable requerido para viajar entre el punto de cargado al punto de vaciado y el punto de vaciado de ida y vuelta;
- t = Tiempo fijo de maniobras.

La entrada del sistema son los recursos utilizados en el sistema y pueden ser dinero, mano de obra, combustible o cualquier otro. Entonces la productividad de un determinado recurso puede calcularse por la siguiente fórmula:

$$P_R = \frac{P_t}{R}$$

Donde:

- P_R = Productividad del recurso R;
- P_t = Volumen acarreado por unidad de tiempo;
- R = Recurso (mano de obra, dinero, diesel etc.).

b. Camión de bajo perfil y convencional.

El camión de acarreo de bajo perfil en minas subterráneas ha sido utilizado en todo el mundo desde hace unos cuantos años. Desde los años 1950's a los 1970's, los cargadores frontales dominaron el acarreo en las minas subterráneas. Sin embargo en 1975 se hizo énfasis en utilizar camiones para acarrear, asumiendo así el cargador frontal un papel secundario, ya que estos cargarían solamente a los camiones. Algunos fabricantes ofrecen camiones con capacidades en el intervalo de 4.5-45.4 t y con características especiales según el tipo de operación que se efectúe.

Los camiones de utilizados en la unidad La Guitarra, son llamados camiones tipo volteo; estos camiones levantan la caja de volteo para deslizar la carga hacia abajo y para su llenado se utilizan tolvas o el equipo de rezagado. El equipo de bajo perfil que se utiliza tiene una capacidad de 7 t, y se cuenta en la unidad con tres camiones Elmac modelo D10-4A. El equipo convencional tiene una capacidad de 7 m³ (10 t), Mercedes, y se utilizan en el nivel San Rafael.

Costos de acarreo.

Los costos de operación y adquisición del camión, pueden evaluarse tomando como base el costo del equipo por hora, relacionado con la producción de toneladas por hora del equipo utilizado en el acarreo. Por lo tanto el costo por tonelada es obtenido con la fórmula:

$$C_t = \frac{T_c}{P_t}$$

Donde:

- C_t = Costo por tonelada;
- T_c = Costo del tiempo de operación por hora;
- P_t = Volumen de mineral acarreado por hora.

Existen factores importantes que influyen en los costos de adquisición y operación, los que se pueden agrupar en tres categorías.

- Costos de capital, inversión y depreciación.
- Diseño y administración del sistema de acarreo incluyendo las condiciones del mantenimiento de las secciones de cargado, vaciado, caminos y sistemas de control de tráfico. Esto también incluye el grado de participación y coordinación del personal de supervisión en el plan de producción y mantenimiento de los equipos.
- Factores de mantenimiento, incluyen el trabajo de los operadores y el personal de mantenimiento, la disponibilidad de refacciones, herramientas y equipo.

El tiempo requerido por los camiones para ejecutar las funciones del cargado, el vaciado y otras maniobras tiene un impacto considerable en la producción total de la mina y en el costo por tonelada en el transporte de material, especialmente cuando se compara con el ciclo de tiempo del cargador frontal para distancias cortas y medianas de acarreo. El uso de tolvas bien diseñadas y teniendo una buena fragmentación del mineral a transportar generan la manera más económica de cargar los camiones, obteniendo tiempos reducidos en el llenado de la caja. Si los camiones son cargados con cargador frontal u otro equipo se incrementan los costos totales substancialmente.

El costo de un camión puede variar y puede ser entre un 30 a 50% más barato que el costo con un cargador frontal, que tiene sólo la mitad de capacidad. Otros factores que influyen en el bajo costo del camión son: 1) larga vida útil y extenso período de depreciación; 2) Larga vida de los neumáticos; 3) distribución del peso más favorable. Si se compara un camión con una banda transportadora, el camión ofrece un costo de adquisición, e instalación más barato, además de que el movimiento de materiales lo hace más rápidamente.

Productividad

La estimación de la productividad de un camión depende de conocer y aplicar un número de variables que son conocidas en su totalidad como *condiciones de trabajo*.

Las condiciones de trabajo es un grupo de algunos factores que afectan la productividad de los vehículos y el costo total de acarreo, las cuales se pueden clasificar como excelentes, medianas y severas. Algunos de estos factores para los camiones de bajo perfil son los siguientes:

Visibilidad.

Bajo condiciones excelentes, los camiones tienen iluminado el piso, cielo y las tablas. En condiciones severas los vehículos tienen un mínimo de luces ocasionando que el operador pueda hacer colisión con las tablas de las obras más fácilmente.

Área de cargado.

En condiciones excelentes la posición para que el camión sea cargado requiere de un mínimo de movimientos hacia atrás o adelante para completar el llenado de la caja. Además se necesita una luz fija en el área de cargado para iluminar completamente el perfil de la caja del camión. Cuando las condiciones son severas quizá se requiera mover el camión de un lado a otro y la iluminación puede ser inadecuada para una visibilidad apropiada.

Caminos.

En condiciones excelentes el nivel principal de acarreo es lo suficientemente alto y ancho para el vehículo y el operador. Los caminos deben ser mantenidos planos (sin baches) y estar libres de charcos o corrientes de agua. Las maniobras deben de ser mínimas y se necesitan dispositivos de control de tráfico. Cuando se presentan condiciones severas los caminos principales tienen dimensiones estrechas, los pisos están deteriorados, se presentan muchas maniobras en el camino y existe un conflicto en el tráfico.

Área de descarga.

En condiciones excelentes hay un espacio amplio de descarga la cual está protegida por un bordo de seguridad. En condiciones severas el área es reducida y no hay bordo de seguridad y existen restricciones para descargar, por ejemplo una parrilla reducida.

Las condiciones de trabajo en *La Guitarra* pueden considerarse como adversas, los caminos no están alumbrados, tienen charcos y son estrechos, algunas áreas de cargado no tienen alumbrado y son reducidas, algunas de las áreas de descarga cuentan con bordo de seguridad, pero sin alumbrado.

2. Rutas.

En los rebajes 2510, 1970, 1860 y 1655, la carga tumbada es rezagada y vaciada en contrapozos metaleros, de donde los camiones de bajo perfil o los cargadores frontales iniciarán el transporte del mineral. En el rebaje 1244, la carga tumbada es rezagada directamente a un camión de bajo perfil y este la transporta hasta el patio de gruesos. En la figura IV.6 se muestran las obras por las cuales circula el mineral explotado en los rebajes.

Las rutas que se utilizan para el transporte del mineral son las siguientes.

a. Mineral del Rebaje 2510.

- c/p 2496-TR6-c/p 1640-TR1-Patio de Gruesos.
- c/p 2496-TR6-c/p 1640-TR3-Patio de Gruesos.
- c/p 2496-TR6-c/p 1874-TR1-Patio de Gruesos.
- c/p 2496-TR6-c/p 1874-TR3-Patio de Gruesos.
- c/p 2496-Patio La Cruz-Patio de Gruesos (Acarreo por superficie).

b. Mineral del Rebaje-1970.

- c/p 1963-c/p 1640-TR1-Patio de Gruesos.
- c/p 1963-c/p 1640-TR3-Patio de Gruesos.
- c/p 1963-c/p 1874-TR1-Patio de Gruesos.
- c/p 1963-c/p 1874-TR3-Patio de Gruesos.

c. Mineral del Rebaje 1860.

- c/p 1874-TR1-Patio de Gruesos.
- c/p 1874-TR3-Patio de Gruesos.

d. Mineral del Rebaje 1655.

- c/p 1640-TR1-Patio de Gruesos.
- c/p 1640-TR3-Patio de Gruesos.

e. Mineral del rebaje 1244.

- Rebaje-1244-Patio de Gruesos.

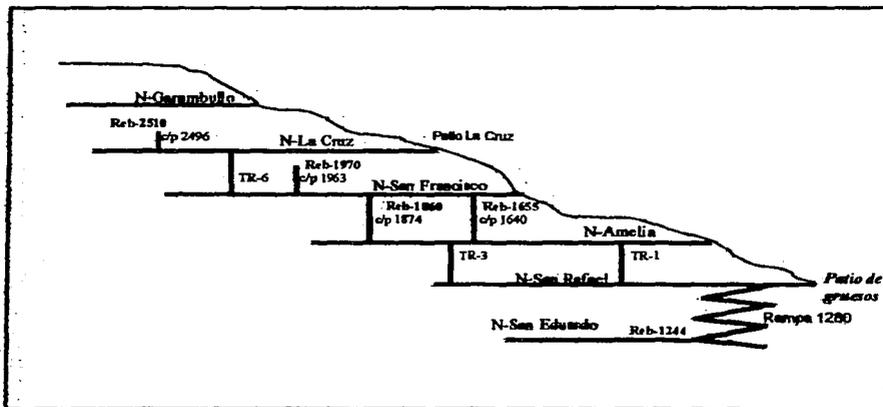


Figura IV.6. Croquis de obras mineras utilizadas en el sistema de acarreo.

3. Costos de acarreo.

En el acarreo el costo por tonelada movida para el mineral tumbado de los distintos rebajes es función del equipo utilizado. A continuación se presenta una tabla donde se muestra el costo de operación por el acarreo de mineral interior mina de cada rebaje, que se obtuvo del *Reporte de Operaciones mina de 1999*.

Tabla IV.6 Costos de operación del acarreo interior mina.

Mineral	Costo de operación (\$/t)
2510	1.39
1970	0.24
1855	0.09
1860	0.15
1244	1.26

La tabla de anterior representa el costo promedio anual unitario del acarreo interior mina cada uno de los rebajes. Es decir que este costo no incluye al acarreo del nivel principal al *Patio de Gruesos*, ya que en este tramo se utiliza camión convencional de volteo.

Los costos relacionados al acarreo con camión convencional en el nivel principal de las tolvas TR-1 y TR-3 y del *Patio La Cruz* al *Patio de Gruesos* son los siguientes:

Tabla IV.7. Costos del acarreo al patio de gruesos.

Origen	Destino	Costo (\$/t)
Patio La Cruz	Patio de Gruesos	0.68
TR1	Patio de Gruesos	0.32
TR3	Patio de Gruesos	0.38

El costo promedio unitario de acarreo total (acarreo interior + acarreo a Patio de Gruesos) que se presenta en el Reporte de Operaciones mina de 1999 es de \$ 1.25/t.

Los costos de acarreo en cada ruta pueden ser calculados conociendo el costo por hora de operación, la velocidad del equipo, la distancia entre cada punto de carga y descarga, y los tiempos de maniobras. El costo de operación por hora se presenta en la siguiente tabla los cálculos detallados se presentan en el Anexo 2.

Tabla IV.8. Costo de operación por hora del equipo de acarreo.

Equipo	Capacidad (t)	Costo por hora (\$/h)
Camión Elmac	7.0	14.5
Cargador Frontal JCI	3.5	24.4

A continuación se muestran los costos asociados a cada ruta de acarreo utilizando el camión de bajo perfil:

Tabla IV.9. Tiempo de ciclo y costo en las rutas de acarreo utilizando el camión de bajo perfil.

Tolva fuente	Tolva destino	Equipo	Distancia (m)	Tiempo de ciclo (h)	Costo (\$/t)
c/p 2496	Patio "La Cruz"	Elmac	583	0.303	1.59
c/p 2496	TR-6	Elmac	200	0.210	0.35
TR-6	c/p 1640	Elmac	650	0.331	0.59
TR-6	c/p 1874	Elmac	415	0.265	0.43
c/p 1963	c/p 1640	Elmac	325	0.257	0.40
c/p 1963	c/p 1874	Elmac	90	0.200	0.38
c/p 1640	TR-1	Elmac	370	0.265	0.42
c/p 1640	TR-3	Elmac	115	0.203	0.28
c/p 1874	TR-1	Elmac	605	0.290	0.64
c/p 1874	TR-3	Elmac	350	0.237	0.38
Reb-1244	Patio de gruesos	Elmac	680	0.418	1.31

Los costos asociados al cargador frontal son los siguientes:

Tabla IV.10. Tiempo de ciclo y costo en las rutas de acarreo utilizando el cargador frontal de 3 yd³.

Tolva fuente	Tolva destino	Equipo	Distancia (m)	Tiempo de ciclo (h)	Costo (\$/t)
c/p 2496	Patio "La Cruz"	Cargador	583	0.303	2.12
c/p 2496	TR-6	Cargador	200	0.210	1.47
TR-6	c/p 1640	Cargador	650	0.331	2.31
TR-6	c/p 1874	Cargador	415	0.265	1.85
c/p 1963	c/p 1640	Cargador	325	0.257	1.79
c/p 1963	c/p 1874	Cargador	90	0.200	1.39
c/p 1640	TR-1	Cargador	370	0.265	1.85
c/p 1640	TR-3	Cargador	115	0.203	1.41
c/p 1874	TR-1	Cargador	605	0.290	2.02
c/p 1874	TR-3	Cargador	350	0.237	1.65
Reb-1244	Patio de gruesos	Cargador	680	0.418	2.91

4. Problemática

En una operación minera, el transporte de materiales está caracterizado por una combinación de inventarios, líneas de espera, distribuciones y procesos de reemplazamiento. Un sistema de acarreo efectivo y eficiente puede desarrollarse sólo a través de consideraciones detalladas de estos procesos. De otra manera, sobrecargas y la producción de cuellos de botella serán el resultado de una planeación deficiente.

La planta de beneficio debe procesar al día 300 t de mineral, con leyes promedio de 300 g/t de plata y 3.0 g/t de oro. La cantidad de mineral de cada uno de los rebajes que deberá llegar a la planta de beneficio dependerá de las leyes de cada uno de ellos, del mineral disponible a tumbar dentro de los rebajes y de la distancia de acarreo.

La falta de planeación de las operaciones provoca variaciones pronunciadas en las leyes alimentadas en la planta de beneficio, y falta de mineral, ocasionado que no se cumplan con las metas de producción de la empresa.

La determinación del mineral a acarrear está en función de la disponibilidad de las tolvas y de las necesidades de carga en la planta ocasionando tráfico en las tolvas 1640, 1874, TR-1 y TR-3, esto hace que en ocasiones la carga dos o más rebajes sea mezclada de forma arbitraria.

A continuación se presentan algunos parámetros de desempeño deseados en la operación junto con los reales mensuales promedio del año 1999.

Tabla IV.11. Parámetros de desempeño de la unidad *La Guitarra*.

Parámetro	Unidad	Real	Plan	Desviación (%)
Tumbe	t	7867.0	8500.0	7.45
Molienda	t	7914.0	8500.0	6.89
Ley de Au	g/t	3.2	3.0	-6.67
Ley de Ag	g/t	275.0	300.0	8.33
Recuperación de Au	%	83.0	85.0	2.3
Recuperación de Ag	%	83.8	85.0	1.4
Cont. Au Concentrado	kg	20.8	21.7	4.19
Cont. Ag Concentrado	kg	1762.8	2167.5	18.67

Los eventos que se detectaron como causa de la desviación entre los resultados esperados y los reales de la operación y que están relacionados con el sistema de acarreo son los siguientes:

- Déficit de mineral para alimentación, no se pueden satisfacer la demanda de mineral con el sistema actual de acarreo.
- Cuellos de botella en tolvas, como no hay planeación de la explotación de los rebajes

- **Baja productividad en el sistema de acarreo ocasionada por las condiciones adversas de trabajo.**
- **Índices elevados de mantenimientos correctivos.**
- **Incremento en los costos de operación.**
- **Incremento de las distancias en el sistema de acarreo.**

CAPITULO V. OPTIMACIÓN DEL SISTEMA DE ACARREO.

A. Conceptos Básicos.

La realidad es compleja, y para poder estudiarla es necesario hacer simplificaciones sobre ésta. Este proceso obedece a dos principios básicos, primero, determinar para qué, o con qué objeto se quiere estudiar o conocer, segundo la simplificación es producto de un conjunto de factores objetivos y subjetivos del investigador (Martínez y Requena, 1986) Como consecuencia de la determinación de los fines del estudio y de las características del investigador, sobre la realidad se define un sistema.

Un sistema se define como un conjunto de reglas o cosas, que ordenadamente contribuyen a un fin, y que está limitado por su entorno. Un sistema puede ser representado por una variedad de modelos. Un modelo es tanto una descripción lingüística de un sistema, como una representación matemática de este, además se pueden clasificar de diversas maneras.

Los modelos matemáticos han sido clasificados como lineales o no lineales, estables o inestables, estáticos o transitorios, abiertos o cerrados, determinísticos o estocásticos. Un modelo se puede basar en conocimientos teóricos del sistema o del análisis de datos del sistema. Existe una extensa cantidad de herramientas y técnicas que pueden desarrollar el modelo de un sistema. Los modelos que nos auxilian para tomar decisiones acerca de un proceso productivo son denominados *modelos de decisión*, a continuación se describen de forma breve algunos de estos.

1. Modelos de decisión

a. Clasificación de modelos de decisión.

Los modelos de decisión son aquellos que centran su atención en los rumbos de acción que puede tomar un sistema, inmerso en una problemática. Existen varios tipos de modelos de decisión que pueden clasificarse de la siguiente manera (Bonini, Huasman y Bierman, 1997):

Tabla V.1. Modelos de decisión.

Problema	Variable de decisión	
	Certidumbre	Incertidumbre
Simple	Modelos de caso	Análisis de Decisión
Complejo	Modelos de caso Programación lineal y entera	Simulación
Dinámico	Modelos de inventario PERT	Simulación Modelos de inventario Modelos de colas

Problemas simples.

Todos los problemas deben ser simplificados al construir el modelo para cualquier tipo de análisis. Si este resulta en sólo un pequeño conjunto de factores o variables, y relativamente unas

cuantas alternativas, entonces el modelo es llamado simple. Los modelos simples pueden ser muy útiles. Un caso o modelo escenario es un modelo de decisión que es analizado tratando diversos casos (escenarios) usando diferentes alternativas o diferentes consideraciones. El modelo no es programado para encontrar la mejor solución, sino para que se sujete a un proceso de prueba y error.

Problemas complejos.

Muchos problemas de decisión involucran un número extenso de factores importantes o variables a considerar. Las técnicas de solución son la programación lineal, programación entera y la simulación, las dos primeras son de optimización, que utilizan herramientas matemáticas para encontrar el máximo o mínimo de un objetivo sujeto a un conjunto de restricciones. La simulación involucra variables con incertidumbre e intenta realizar una réplica del proceso.

Problemas dinámicos.

Los problemas de decisión dinámica involucran un tipo particular de complejidad, cuando existe una secuencia de decisiones interrelacionadas en algunos períodos de tiempo. Las técnicas de solución son PERT, inventarios y líneas de espera

b. Construcción de modelos de decisión.

El primer paso en la construcción de modelos de decisión es determinar los factores o variables importantes o críticas, estas se pueden clasificar en cinco categorías:

- **Variables de decisión:** las variables de decisión son aquellas que están bajo el control del que hace la decisión. Estas representan las alternativas que puede elegir.
- **Variables exógenas:** estas son variables externas que afectan directamente al sistema, por ejemplo condiciones económicas, acciones de competidores, precios de materias primas.
- **Políticas y restricciones:** una decisión opera con restricciones impuestas por la política de la empresa, o restricciones legales.
- **Medidas de desempeño:** son expresiones cuantitativas de las metas u objetivos del decisor.
- **Variables intermedias:** son otras variables que se necesitan para incluir todos los factores en la decisión del problema. Son variables contables que están relacionadas con factores de costo y utilidad.

Una vez determinadas las variables críticas se procede a establecer las relaciones entre ellas, estas pueden ser físicas o financieras. Esto puede hacerse de forma gráfica utilizando un diagrama en el cual se muestran las variables relacionadas y las influencia de unas con otras, este diagrama es llamado diagrama de influencias.

El último paso es la implantación en términos matemáticos, para encontrar una solución cuantitativa a la problemática.

2. Programación lineal y modelos de transporte.

Un modelo de programación lineal es un tipo particular de modelo matemático en el cual las relaciones de las variables involucradas son lineales y sólo existe una medida de desempeño u objetivo. Una ventaja de este tipo de modelos es la existencia de una técnica matemática que puede determinar la solución óptima, aunque existan miles de variables (Bonini, Hausman y Bierman 1997).

La programación lineal es la principal técnica de optimización con restricciones, y el método simplex es el algoritmo más importante que resuelve esta clase de modelos. Desarrollado en 1947 ha sido aplicado a miles de problemas en agricultura, logística, planeación, transporte, finanzas, comunicaciones, computación, manufactura. La programación lineal es un problema de optimización con una función objetivo lineal, restricciones lineales, y un conjunto de restricciones de no negatividad (Ahuja, 1993).

En un modelo de programación lineal existe un conjunto de variables de decisión $x_1, x_2, x_3, \dots, x_n$, y es diseñado para maximizar o minimizar una función objetivo de la forma:

$$f = c_1x_1 + c_2x_2 + c_3x_3 + \dots + c_nx_n$$

donde f es un objetivo económico como la utilidad, producción, costos, semanas trabajadas, o toneladas transportadas. Los coeficientes c_1, c_2, \dots, c_n son constantes y todas las variables de decisión son lineales.

Las variables están sujetas a una serie de igualdades o desigualdades lineales que funcionan como restricciones.

$$a_1x_1 + a_2x_2 + a_3x_3 + \dots + a_nx_n \leq b$$

Los coeficientes $a_1, a_2, a_3, \dots, a_n$ y b , son constantes, el valor de b restringe a f , la función objetivo, como un resultado de restringir a las variables de decisión $x_1, x_2, x_3, x_4, \dots, x_n$. La solución proporcionada por la programación lineal es un conjunto de valores de las variables de decisión que alcanzan el máximo o mínimo deseado.

a. Modelo de red de flujo.

Una red es una colección de nodos y arcos o rutas (figura V.1), esta representación es útil para modelar un amplio intervalo de situaciones físicas y conceptuales. Las redes se han usado en una innumerable cantidad de aplicaciones para representar sistemas de flujo de materiales o de información. La representación de una red de flujo ayuda a representar y a entender de forma visual y conceptual las relaciones entre los eventos y objetos que intervienen en un sistema (Jensen, 1980).

Los trabajos pioneros de optimización que involucra flujo en una red se atribuyen a Hitchcock, Kantorovich y Koopmans, quienes describieron lo que hoy se denomina un problema

de transporte (Jensen, 1980). Desde entonces miles de artículos y algunos libros se han escrito, algunos introducen nuevas clases de problemas, otros sugieren nuevos algoritmos.

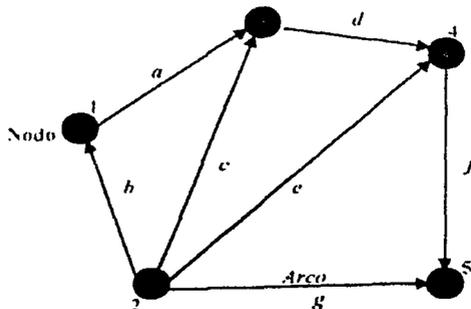


Figura V.1. Modelo de red de flujo.

En un modelo de red la cantidad de flujo en cada arco se puede controlar y el objetivo es elegir los valores de flujo en los arcos que optimen alguna medida de desempeño del sistema. El problema de optimar algún objetivo sujeto a restricciones es un problema de programación matemática.

Una red N es representada de forma matemática como $N = (X, A)$, donde X es el conjunto de puntos llamados nodos y A es el conjunto de líneas, llamados arcos o rutas. En muchas situaciones prácticas la conexión entre dos nodos tiene una dirección, estas redes son llamadas redes direccionales, ejemplos de estas son las calles de un sólo sentido, canales de agua o ríos.

Existen dos formas de describir la estructura de una red, ambas proporcionan una formulación de una matriz. La manera más compacta es la matriz de adyacencia.

Los elementos a_{ij} de esta matriz se definen así:

$$a_{ij} = 0 \begin{cases} 1 & \text{Si existe un arco del nodo } i \text{ a } j \\ 0 & \text{Si no existe un arco del nodo } i \text{ a } j \end{cases}$$

La otra notación es la matriz de incidencia, donde los elementos b_{ij} se definen de la siguiente manera:

$$b_{ij} = \begin{cases} 1 & \text{Si el arco } j \text{ inicia en el nodo } i \\ 0 & \text{Si el arco } j \text{ nunca empieza o termina en el nodo } i \\ -1 & \text{Si el arco } j \text{ finaliza en el nodo } i \end{cases}$$

Suponiendo una red como la representada en la figura V.1, la matriz de adyacencia y la matriz de incidencia se representan de la siguiente forma:

i) Matriz de adyacencia

	1	2	3	4	5
1	0	0	1	0	0
2	1	0	1	1	1
3	0	0	0	1	0
4	0	0	0	0	1
5	0	0	0	0	0

ii) Matriz de incidencia

	a	b	c	d	e	f	g
1	1	-1	0	0	0	0	0
2	0	1	1	0	1	0	1
3	-1	0	-1	1	0	0	0
4	0	0	0	-1	-1	1	0
5	0	0	0	0	0	-1	-1

Los problemas que pueden resolverse mediante modelos de redes de flujo son:

- Flujo a costo mínimo.
- Ruta mínima.
- Flujo máximo.
- Asignación de tráfico.
- Transportación.
- Circulación.
- Flujo con costos convexos.
- Flujo generalizado.

b. Modelo de flujo a costo mínimo.

El problema es determinar el menor costo de embarque de mercancías a través de una red para satisfacer las demandas de determinados nodos. Sus aplicaciones son: La distribución de un

producto de plantas manufactureras a almacenes, o de almacenes a minoristas; el flujo de materiales a través de estaciones de maquinaria en una línea de producción; una ruta de automóviles en una red de calles en la ciudad (Ahuja, 1993).

Formulación matemática de la programación.

$N = (X, A)$, es una red dirigida, definida por un conjunto X de n nodos y un conjunto A de m arcos dirigidos. Cada arco (i, j) pertenece a A , tiene un costo asociado c_{ij} que denota un costo por unidad de flujo en ese arco. El costo del flujo varía linealmente con la cantidad de flujo. Los arcos (i, j) tienen una capacidad u_{ij} , que es la cantidad máxima que puede fluir en el arco y l_{ij} que es la cantidad mínima que puede fluir en el arco.

A cada nodo i se asocia un número $b(i)$, que representa a la oferta/demanda. Si $b(i) > 0$, el nodo i es un nodo de oferta, si $b(i) < 0$, el nodo i es de demanda, y si $b(i) = 0$, el nodo es de transferencia.

La variable de decisión en el problema de flujo a costo mínimo es el flujo en un arco (i, j) , que se representa por x_{ij} . El problema de flujo a costo mínimo es un modelo de optimización formulado como:

Minimizar

$$\sum_{(i,j) \in A} c_{ij} x_{ij}$$

Sujeto a

$$\sum_{\{j:(i,j) \in A\}} x_{ij} - \sum_{\{j:(j,i) \in A\}} x_{ji} = b(i)$$

$$l_{ij} \leq x_{ij} \leq u_{ij}$$

Donde

$$\sum_{i=1}^n b(i) = 0$$

La primera restricción es una limitación de balance de masa, el primer término en esta limitante para un nodo representa el flujo del nodo al exterior, y el segundo término representa el flujo del exterior al nodo.

La restricción de balance de masa sugiere que el flujo externo menos el flujo interno es igual a la oferta o a la demanda del nodo. El flujo en un arco debe satisfacer las limitaciones de capacidad máxima y mínima.

c. Modelo de la ruta mínima.

En este modelo dos nodos se designan como fuente y destino. El costo del arco es comúnmente dado como la interpretación de la longitud del arco. La ruta óptima es la secuencia de arcos que conectan a la fuente con el destino como la suma de los costos minimizados de los arcos en la ruta (Jensen, 1980).

Formulación matemática de la programación.

Se considera una red $N = (X, A)$, donde el costo de un arco $j \in A$ es c_j . Si se desea encontrar la distancia mínima y la ruta del nodo fuente s al nodo destino t , donde x_j es una variable que toma el valor de uno si esta variable viaja de s a t usando el arco j , y cero si este no se utiliza. Para este problema se puede formular un modelo de optimación de la siguiente forma:

Minimizar

$$\sum_{j \in A} c_j x_j$$

Sujeto a

$$\sum_{\substack{(i,j) \in A \\ \text{corte } i \in X}} x_{ij} - \sum_{\substack{(i,j) \in A \\ \text{corte } j \in X}} x_{ij} = \begin{cases} 1 & \text{para } k = s \in X \\ 1 & \text{para los demás } k \in X \\ 1 & \text{para } k = t \in X \end{cases}$$

$$x_u \geq 0$$

Obviamente este problema puede resolverse por el método simplex, sin embargo existen algoritmos más rápidos, uno de ellos es el algoritmo de Dijkstra.

El algoritmo que diseñó Dijkstra sirve para determinar la ruta más económica entre la fuente y el destino de una red. Este tipo de problemas, tiene aplicaciones en problemas de distribución y asignación de recursos. En el algoritmo de Dijkstra se considera que los arcos de una red pueden pertenecer a sólo uno de los siguientes conjuntos, mutuamente excluyentes: a) el arco pertenece a un árbol; y b) el arco no pertenece a un árbol.

Al principio los arcos no pertenecen al árbol. En cada iteración el algoritmo incrementa en uno el número de arcos en el árbol, hasta llegar a $n-1$ arcos, donde n es el número de nodos en la red. Cuando el árbol queda formado por $n-1$ arcos, el algoritmo llega a su conclusión y determina la solución del problema.

c. Modelo de red de flujo máximo.

El problema de flujo máximo es un complemento del problema de ruta mínima, en este caso las restricciones trascendentes son la capacidad máxima del sistema, sin considerar el costo.

El problema de flujo máximo busca una solución factible que tiende a maximizar la cantidad de flujo de un nodo fuente s a un nodo destino t . Si se interpreta u_{ij} como la máxima velocidad de flujo en el arco (i, j) , el problema de máximo flujo identifica la cantidad máxima que puede enviarse del nodo s al nodo t por unidad de tiempo.

Este problema puede formularse como un problema de flujo a costo mínimo de la siguiente manera: Si se asigna $b(i) = 0$ para todo i que pertenece a N , $c_{ij} = 0$ para todo (i, j) que pertenece a A , y se introduce un arco adicional (t, s) con costos $c_{ts} = -1$ y un flujo $u_{ts} = \infty$; entonces la solución de flujo a costo mínimo maximiza el flujo en el arco (t, s) .

B. Modelo de optimización para el sistema de acarreo en *La Guitarra*.

Las actividades de la minería subterránea pueden ser exitosas sólo con la ayuda óptima de accesos desde la superficie al interior de la mina. Por lo tanto una serie de obras se necesitan para dirigir un sistema de transportación, las que son el punto principal en la planeación y diseño de la mina. Tradicionalmente, un sistema de transporte es determinado por una comparación de las distintas alternativas, en la que la mejor alternativa es encontrada por un cálculo detallado de un conjunto de soluciones factibles. Es obvio que el número posible está estrictamente limitado a la cantidad de tiempo consumido por las operaciones manuales.

Es razonable que para el acarreo de mineral pueden existir muchas alternativas. Si se utiliza el sistema tradicional sólo se pueden comparar dos o tres alternativas y serían omitidas un gran número, y quizá no se contemplaría la solución óptima.

Desde el punto de vista de la investigación de operaciones un sistema subterráneo de acarreo es, en esencia, el flujo de una red que toma al transporte de mineral como lo más importante, e incluye además el desplazamiento del tepetate, materiales y equipo. Por lo tanto el sistema, puede ser transformado en el flujo de una red. Calculando el flujo a costo mínimo, se puede encontrar una alternativa óptima con el mínimo costo de operación y de inversión.

1. Modelo de transporte a costo mínimo.

a. Planteamiento del modelo.

El modelo para cualquier problema de flujo a costo mínimo se representa por una red donde el flujo pasa a través de ella. Los círculos de la red son llamados nodos y están unidos por arcos o rutas.

- Los nodos se clasifican en:
- Fuente, se refiere al nodo de donde sale el producto, y tiene signo positivo.
- Demanda, es el aquél a donde llega el producto, y tiene signo positivo.
- De transferencia, son los nodos intermedios en la red de transporte, y su signo debe ser cero, esto significa, que el producto no se queda almacenado en este punto.

El costo del transporte en cada arco es proporcional a la cantidad de material que fluye por él, entonces se debe conocer el costo unitario de transporte en cada arco. El objetivo de este modelo es minimizar el costo total de envío del producto disponible a través de la red para satisfacer la demanda (Hillier y Lieberman, 2000). Una solución factible a este tipo de problemas necesita especificar la cantidad que pasará a través del arco. Para ser una solución factible, el flujo no debe de exceder la capacidad del arco.

En el modelo de red ajustado al sistema de acarreo en *La Guitarra* los nodos de suministro o fuente son los rebajes, y el nodo de demanda es el patio de gruesos. Los nodos de transferencia son los contrapozos metaleros. Este modelo está representado por la figura V.2.

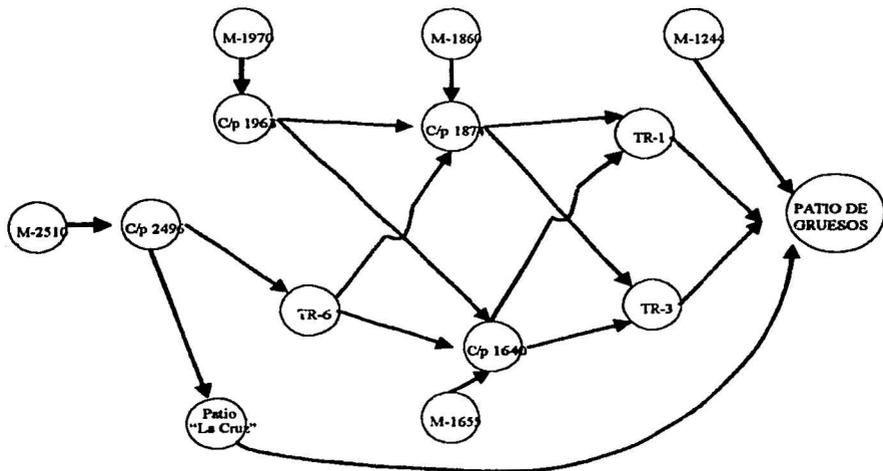


Figura V.2. Representación gráfica de la red del sistema de acarreo en La Guitarra.

b. Costos y capacidades de las rutas de acarreo.

En la teoría de flujo de redes existen dos principales parámetros: costo y capacidad. El primero es definido como el gasto que se consume al fluir carga a través de un arco (ruta). El segundo se expresa como la cantidad máxima que puede pasar en un arco.

El costo está compuesto de dos partes. La primera parte es el capital invertido (*cr*) que se paga por el establecimiento del arco, este costo es consumido sólo una vez. La segunda parte es el costo de operación (*c_v*) que es gastado en el transporte de material y es continuamente consumido en la producción. Para un arco dado el costo *cr* es una constante mientras que *c_v* es variable, el cual varía con la cantidad de flujo y puede considerarse como una relación lineal con la cantidad.

Algunas obras de acarreo en La Guitarra, fueron desarrolladas, pensando en un objetivo distinto, por ejemplo los niveles San Rafael, Amelia, San Francisco y La Cruz fueron inicialmente obras de exploración. El contrapozo TR-6, se diseñó inicialmente como una obra de ventilación, y los contrapozos metaleros 1874 y 1655 se diseñaron como obras de preparación y ahora sirven como contrapozos de transferencia, de mineral. Considerando lo anterior, el costo de inversión asociado al acarreo está asociado al acondicionamiento de los contrapozos como tolvas.

El costo variable del arco está compuesto principalmente asociado al tiempo que es utilizado el equipo. El costo por hora de un camión de bajo perfil y un cargador frontal se presentaron en la sección C' del capítulo anterior.

Para conocer el tiempo en las rutas es necesario realizar un estudio de tiempos en cada uno y de esta forma calcular los tiempos esperados y por último es posible calcular el costo. La descripción del estudio y los resultados de este se presentan en el Anexo 3. En la siguiente tabla se presenta un resumen de los resultados del estudio de tiempos en las rutas del sistema de acarreo en *La Guitarra*.

Tabla V.2. Tiempo de ciclo entre tolvas del sistema de acarreo de *La Guitarra*.

Tolva fuente	Tolva destino	Equipo	Distancia (m)	Tiempo Esperado (h)	Desviación Estándar (h)
c/p 2496	Patio "La Cruz"	Elmac	583	0.303	0.01068
c/p 2496	TR-6	Elmac	200	0.210	0.01189
TR-6	c/p 1640	Elmac	650	0.331	0.01540
TR-6	c/p 1874	Elmac	415	0.265	0.00593
c/p 1963	c/p 1640	Elmac	325	0.257	0.01782
c/p 1963	c/p 1874	Elmac	90	0.200	0.01570
c/p 1640	TR-1	Elmac	370	0.265	0.01378
c/p 1640	TR-3	Elmac	115	0.203	0.01018
c/p 1874	TR-1	Elmac	605	0.290	0.01141
c/p 1874	TR-3	Elmac	350	0.237	0.00580
TR-1	Patio de gruesos	Convencional	300	0.231	0.01067
TR-3	Patio de gruesos	Convencional	550	0.288	0.01291
Reb-1244	Patio de gruesos	Elmac	680	0.418	0.02061
Patio "La Cruz"	Patio de gruesos	Convencional	1030	0.554	0.02713

Costo y capacidad por arco (ruta)

De los resultados de la tabla anterior es posible calcular el costo variable y la capacidad de los arcos del sistema actual de acarreo. La capacidad en este trabajo se considera como la cantidad máxima de mineral que puede circular por un arco en un tiempo determinado, y se calcula con la siguiente fórmula:

$$K_{ij} = \frac{Tc_u}{T_o} * L.$$

Donde:

Tc_{ij} = Volumen acarreado por unidad de tiempo;

T_o = Tiempo promedio de operación diaria;

L = Cantidad de mineral que puede acarrear el equipo por ciclo.

En la siguiente tabla se muestran el costo variable y la capacidad de los arcos (rutas) del sistema actual de acarreo.

Tabla V.3. Costo y capacidad de las rutas de acarreo.

Tolva fuente	Tolva destino	Costo Esperado (\$/t)	Capacidad (t)
c/p 2496	Patio "La Cruz"	1.59	327
c/p 2496	TR-6	0.35	469
TR-6	c/p 1640	0.59	324
TR-6	c/p 1874	0.43	387
c/p 1963	c/p 1640	0.40	417
c/p 1963	c/p 1874	0.38	526
c/p 1640	TR-1	0.42	401
c/p 1640	TR-3	0.28	512
c/p 1874	TR-1	0.64	335
c/p 1874	TR-3	0.38	408
TR-1	Patio de gruesos	0.34	609
TR-3	Patio de gruesos	0.40	498
Reb-1244	Patio de gruesos	1.31	327
Patio "La Cruz"	Patio de gruesos	0.70	249

c. Variables de decisión

La planta de beneficio procesa 300 t por día 7 días a la semana, en la mina sólo se trabajan 6 días por semana por lo que es necesario explotar y acarrear 350 t por día, para satisfacer las necesidades de la planta.

La cantidad de mineral de cada rebaje que debe llegar al patio diariamente puede ser obtenida al minimizar el costo de acarreo en el sistema teniendo como restricciones la ley promedio de alimentación a la planta, y la cantidad de mineral demandado.

Las variables de decisión del sistema son entonces la cantidad de mineral que debe ser movido de los rebajes, y la ruta que seguirá el mineral a través del sistema. Es decir, que del modelo es posible calcular la producción de cada uno de los rebajes y los arcos por donde pasará el mineral.

La variable de decisión es x_{ij} , que representan el mineral ser movido en cada arco donde i es el nodo fuente y j es el nodo destino.

d. Restricciones

Las restricciones del modelo de optimación están representadas por la carga que debe llegar al patio diariamente, la ley promedio o contenidos que deben ser alimentados a la planta de beneficio y la capacidad de los arcos o rutas de acarreo. Estas restricciones pueden expresarse de la siguiente manera:

Restricción de mineral en el patio:

Mineral en el patio = 350 t/día

El cual proviene de los cinco rebajes en explotación, esta restricción puede ser expresada como:

$$X_1 + X_2 + X_3 + X_4 + X_5 = 350$$

Donde:

X_1 = Mineral del rebaje 2510;

X_2 = Mineral del rebaje 1970;

X_3 = Mineral del rebaje 1860;

X_4 = Mineral del rebaje 1655;

X_5 = Mineral del rebaje 1244.

Restricción de contenidos de oro

El contenido de oro (en gramos) que debe ser acarreado en el sistema es igual a la ley demandada en la planta de beneficio por la cantidad de mineral que debe ser acarreado diariamente. Esta restricción se puede expresar por la siguiente ecuación:

$$\begin{aligned} Au_1X_1 + Au_2X_2 + Au_3X_3 + Au_4X_4 + Au_5X_5 &\geq Au_d350 \\ 2.3X_1 + 2.8X_2 + 4.9X_3 + 5.2X_4 + 3.2X_5 &\geq 1050 \end{aligned}$$

Donde:

- Au_1 = Ley de oro del rebaje 2510;
- Au_2 = Ley de oro del rebaje 1970;
- Au_3 = Ley de oro del rebaje 1860;
- Au_4 = Ley de oro del rebaje 1655;
- Au_5 = Ley de oro del rebaje 1244;
- Au_d = Ley de oro demandada en la planta de beneficio.

Restricción de contenidos de plata

El contenido de plata (en gramos) que debe ser acarreado en el sistema es igual a la ley demandada en la planta de beneficio por la cantidad de mineral que debe ser acarreado diariamente. Esto puede expresarse de la siguiente manera:

$$\begin{aligned} Ag_1X_1 + Ag_2X_2 + Ag_3X_3 + Ag_4X_4 + Ag_5X_5 &\geq Ag_d350 \\ 225X_1 + 166X_2 + 339X_3 + 148X_4 + 472X_5 &\geq 105000 \end{aligned}$$

Donde:

- Ag_1 = Ley de plata del rebaje 2510;
- Ag_2 = Ley de plata del rebaje 1970;
- Ag_3 = Ley de plata del rebaje 1860;
- Ag_4 = Ley de plata del rebaje 1655;
- Ag_5 = Ley de plata del rebaje 1244;
- Ag_d = Ley de plata demandada en la planta de beneficio.

Considerando los siguientes datos de la cotización de oro y de la plata con sus recuperaciones planeadas (Reporte de operaciones mina, 1999):

Cotización de Au = \$283.91/onza troy

Cotización de Ag = \$ 5.57/onza troy

Recuperación Au = 85.0 %

Recuperación Ag = 85.0 %

$$\text{Relación de cotizaciones Au/Ag} = (283.91 * 0.85) / (5.57 * 0.85) = 50.97$$

Para expresar de forma más simple las dos ecuaciones anteriores es posible combinarlas utilizando la relación de cotizaciones de la siguiente forma:

$$\begin{aligned} 2.3X_1 + 2.8X_2 + 4.9X_3 + 5.2X_4 + 3.2X_5 &\geq 1050 \\ \frac{225X_1 + 166X_2 + 339X_3 + 148X_4 + 472X_5}{50.97} &\geq 105000 \end{aligned}$$

Realizando la división se obtiene

$$\begin{aligned} 2.3X_1 + 2.8X_2 + 4.9X_3 + 5.2X_4 + 3.2X_5 &\geq 1050 \\ 4.4X_1 + 3.3X_2 + 6.6X_3 + 2.9X_4 + 9.3X_5 &\geq 2060 \end{aligned}$$

Sumando las dos ecuaciones se tiene

$$6.7X_1 + 6.1X_2 + 11.5X_3 + 8.1X_4 + 12.5X_5 \geq 3110$$

Otras restricciones están asociadas a la producción de cada uno de los rebajes y la capacidad de transporte de cada uno de las rutas.

Las restricciones de producción de cada uno de los rebajes son las siguientes:

$$\begin{aligned} 0 &\leq \text{Mineral del rebaje 1244} \leq 75 \\ 125 &\leq \text{Mineral del rebaje 2510} \leq 175 \\ 40 &\leq \text{Mineral del rebaje 1970} \leq 100 \\ 25 &\leq \text{Mineral del rebaje 1860} \leq 75 \\ 25 &\leq \text{Mineral del rebaje 1655} \leq 75 \end{aligned}$$

La restricción asociada a la capacidad de una ruta es la cantidad máxima de mineral que puede pasar por esta, es decir que la cantidad de mineral que puede ser transportada en una ruta es menor o igual a la capacidad en la ruta. A continuación se muestran las restricciones de las rutas.

De	A	Capacidad (t/día)
c/p 2496	Patio "La Cruz"	327
c/p 2496	TR-6	469
TR-6	c/p 1640	324
TR-6	c/p 1874	387
c/p 1963	c/p 1640	417
c/p 1963	c/p 1874	526
c/p 1640	TR-1	401
c/p 1640	TR-3	512
c/p 1874	TR-1	335
c/p 1874	TR-3	408
TR-3	Patio de gruesos	498
TR-1	Patio de gruesos	609
Reb-1244	Patio de gruesos	239
Patio "La Cruz"	Patio de gruesos	249

e. Modelo del sistema de acarreo.

De los parámetros del sistema de acarreo de *La Guitarra* puede plantearse en forma gráfica un modelo de red de transporte el cual se muestra en la figura V.3.

En la figura V.3 los nodos fuente son los rebajes y están representados por círculos rojos, en estos se muestran las leyes de oro y plata de cada uno y también la cantidad de mineral que puede ser extraída.

El nodo de demanda es el patio de gruesos representado por un círculo de color verde, en el cual se muestran los requerimientos de ley de oro, plata y tonelaje de mineral. Los nodos de transferencia son las tolvas por las que pasa el mineral y están representados en el modelo por círculos de color azul.

Los arcos o rutas de acarreo son las obras por las que pasa el mineral y se representan en el modelo por flechas. Las flechas de color rojo indican que el transporte se realiza del rebaje al contrapozo (rezagado con cargador frontal) y las flechas azules indican que el transporte se hace en los niveles (acarreo). En las rutas se indican el costo de acarreo y la capacidad del arco.

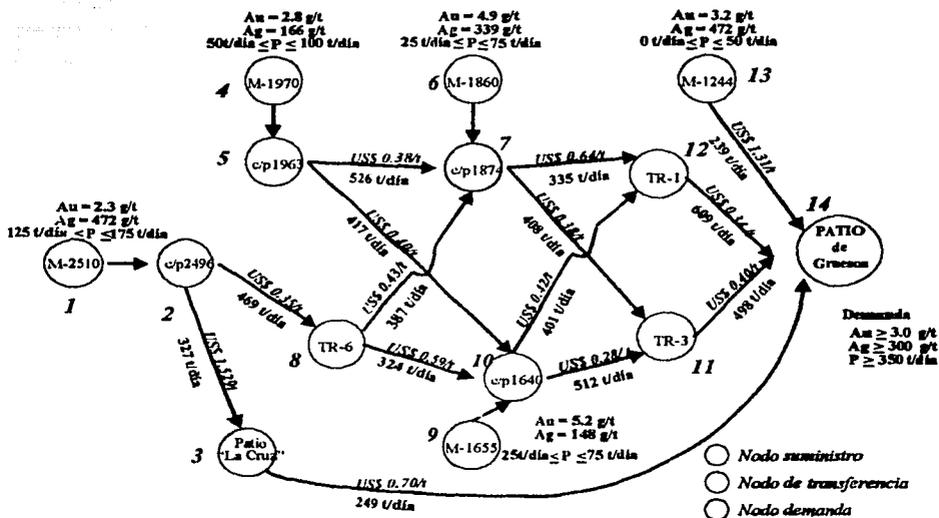


Figura V.3: Modelo de red del sistema de acarreo en La Guitarra.

2. Optimización del sistema de acarreo.

a. Formulación matemática del modelo de optimización.

El modelo de optimización del sistema de acarreo actual puede ser expresado de la siguiente forma:

$$\text{Minimizar } F(X) = \sum_{(i,j) \in A} C_{ij} x_{ij}$$

Sujeto a

Capacidad en los arcos (i, j)

$$l_{ij} \leq x_{ij} \leq u_{ij}$$

Demanda de mineral en patio de gruesos

$$\sum_{\{i:(i,j) \in A\}} x_{ij} - \sum_{\{j:(i,j) \in A\}} x_{ij} \geq -350$$

Suministro de mineral de los rebajes

$$\sum_{\{j:(i,j) \in A\}} x_{ij} - \sum_{\{j:(j,i) \in A\}} x_{ij} \leq 350$$

Restricción en tolvas de transferencia

$$\sum_{\{i:(i,j) \in A\}} x_{ij} - \sum_{\{j:(j,i) \in A\}} x_{ij} = 0$$

Demanda de contenidos de oro equivalente (e_{ij})

$$\sum_{\{i:(i,j) \in A\}} x_{ij} e_{ij} - \sum_{\{j:(j,i) \in A\}} x_{ij} e_{ij} \geq -3110$$

Restricción de no-negatividad

$$x_{ij} \geq 0$$

b. Implantación y solución del modelo de optimización en hoja electrónica.

El modelo de optimización del sistema de acarreo puede ser solucionado utilizando una herramienta de Excel, llamada Solver que resuelve problemas de programación lineal, utilizando el algoritmo del método simplex y el método de ramificación y acotamiento (Hillier y Lieberman, 2000). A continuación se describe como se implanta el modelo de optimización en hoja de cálculo.

La figura V.4 muestra el modelo de optimización en hoja de cálculo que está basado directamente en la representación de la red del sistema de acarreo de *La Guitarra* que se muestra en la figura V.3. Los arcos o rutas están listados en las columnas N y O, las capacidades en la columna R, y los costos en la columna S. La carga a transportar entre los arcos está representada por la columna P (celdas cambiantes) y la celda objetivo es la celda P25 la cual proporciona el costo total del sistema de acarreo utilizando la siguiente fórmula:

$$P25 = \text{SUMAPRODUCTO}(P5:P22, S5:S22)$$

El primer conjunto de restricciones en la caja de dialogo de Solver, P5:P22 ≤ R5:R22, aseguran que no sea sobrepasada la capacidad de los arcos.

	M	N	O	P	Q	R	S	T
2								
3								
4		Origen	Destino	Carga a Mover (t)		Capacidad (t)	Costo unitario (\$/t)	
5		Reb1244	Patio		<	75	1.31	
6		Reb-2510	c/p 2496		<	175	-	
7		Reb-1970	c/p 1963		<	100	-	
8		Reb-1880	c/p 1874		<	75	-	
9		Reb-1655	c/p1640		<	75	-	
10		c/p 2496	TR-6		<	469	0.35	
11		TR-6	c/p 1640		<	324	0.59	
12		TR-6	c/p 1874		<	367	0.43	
13		c/p 1963	c/p 1640		<	417	0.40	
14		c/p 1963	c/p 1874		<	526	0.36	
15		c/p 1640	TR-1		<	401	0.42	
16		c/p 1640	TR-3		<	512	0.26	
17		c/p 1874	TR-1		<	335	0.64	
18		c/p 1874	TR-3		<	408	0.38	
19		TR-1	PATIO		<	609	0.34	
20		TR-3	PATIO		<	498	0.40	
21		c/p 2496	Patio "La Cruz"		<	327	1.59	
22		Patio "La Cruz"	PATIO		<	249	0.70	
23								
24								
25								
26								

Costo de Acarreo (\$/Atón)	0.00
----------------------------	------

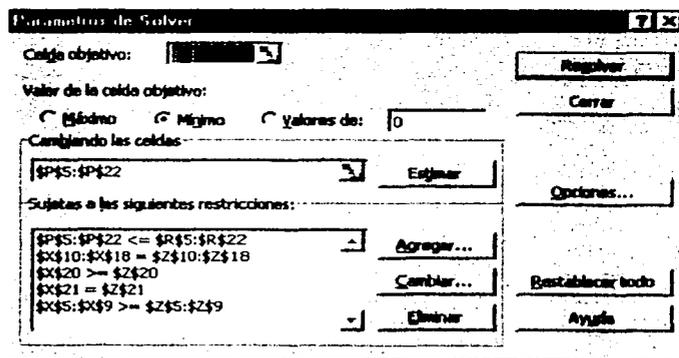


Figura V.4. Implantación del modelo de acarreo en Excel

De manera similar en la figura V.5 la columna W muestra los nodos y la columna Z especifica la cantidad neta de mineral que debe ser producido o requerido en cada uno. La columna X muestra la cantidad de mineral real que el sistema puede proporcionar o requerir en

cada nodo, las formulas para calcular esta columna se muestran en la figura V.6. El segundo conjunto de restricciones en la caja de dialogo del Solver, X10:X18=Z10:Z18 dice que el cantidad de carga movida debe ser igual a la demanda.

	U	V	W	X	Y	Z	AA	AB	AC	AD
1										
2										
3										
4										
5										
6										
7										
8										
9										
10										
11										
12										
13										
14										
15										
16										
17										
18										
19										
20										
21										
22										

Nodos	Flujo Neto (T)	Oferta/Demanda (T)	Ley de Au (gr)	Ley de Ag (gr)	Ley Eq. De Au (gr)
Reb-2510	0	>	125	23	225
Reb-1970	0	>	40	28	108
Reb-1890	0	>	25	49	338
Reb-1895	0	>	25	52	148
Reb-1244	0	>	0	32	472
c/p 2488	0	=	0		
TR-6	0	=	0		
c/p 1963	0	=	0		
c/p 1874	0	=	0		
c/p 1640	0	=	0		
TR-1	0	=	0		
TR-3	0	=	0		
Patio	0	=	-350		
Patio "La Cruz"	0	=	0		

Contenido de equivalentes de Au	0	>	3110
Carga Movida	0	=	0

Figura V.5. Implantación de restricciones de demanda de mineral y ley.

	V	X
2		
3	Nodos	Flujo Neto (T)
4		
5	Reb-2510	=P6
6	Reb-1970	=P7
7	Reb-1890	=P8
8	Reb-1895	=P9
9	Reb-1244	=P5
10	c/p 2488	=P6 + P10 + P21
11	TR-6	=P10 + P11 + P12
12	c/p 1963	=P7 + P13 + P14
13	c/p 1874	=P8 + P12 + P14 + P17 + P18
14	c/p 1640	=P9 + P11 + P13 + P15 + P16
15	TR-1	=P15 + P17 + P19
16	TR-3	=P16 + P18 + P20
17	Patio	=P19 + P20 + P22 + P25
18	Patio "La Cruz"	=P21 + P22

(a)

- Adaptar unidades lineal
- Asumir no negativos

(b)

Figura V.6. Implantación de fórmulas para calcular el flujo de carga en cada nodo.

En las opciones de Solver se selecciona *Adoptar modelo lineal* (figura V.6 (b)), para que sea resuelto como un problema de programación lineal y la selección *Asumir no negativos* especifica que el flujo de mineral entre nodos no puede ser negativa.

Una vez que todos los parámetros son asignados Solver proporciona la solución del modelo de flujo a costo mínimo e indica si las restricciones se cumplieron, como se indica en las siguientes figuras.

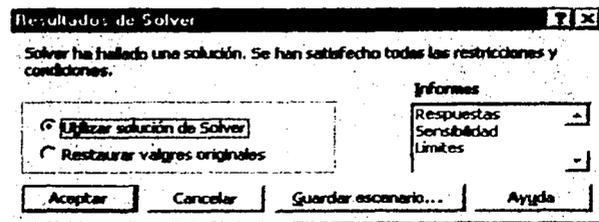


Figura V.7. Ventana de información de resultados de la optimización

La figura V.7 muestra que las restricciones del modelo se han cumplido y que se ha encontrado una solución satisfactoria. En la parte izquierda de la figura, en la lista de selección *Informes* se pregunta que tipo de informe se requiere. En el informe de respuestas se presenta la siguiente información relevante

Microsoft Excel 10.0 Informe de respuestas
Hoja de cálculo: [Hoja de cálculo en Modelo de optimización]Sheet5

Celda objetivo (Mínimo)

Celda	Nombre	Valor original	Valor final
\$P\$25	Costo de Acarreo (\$/dia) (t)	0.00	405.48

Celdas cambiantes

Celda	Nombre	Valor original	Valor final
\$P\$5	Pabio (t)	0	54
\$P\$6	c/p 2496 (t)	0	125
\$P\$7	c/p 1963 (t)	0	40
\$P\$8	c/p 1874 (t)	0	75
\$P\$9	c/p1640 (t)	0	56
\$P\$10	TR-6 (t)	0	125
\$P\$11	c/p 1640 (t)	0	0
\$P\$12	c/p 1874 (t)	0	125
\$P\$13	c/p 1640 (t)	0	40
\$P\$14	c/p 1874 (t)	0	0
\$P\$15	TR-1 (t)	0	0
\$P\$16	TR-3 (t)	0	96
\$P\$17	TR-1 (t)	0	0
\$P\$18	TR-3 (t)	0	200
\$P\$19	PATIO (t)	0	0
\$P\$20	PATIO (t)	0	296
\$P\$21	Pabio "La Cruz" (t)	0	0
\$P\$22	PATIO (t)	0	0

Figura V.8. Informe de respuestas del modelo de optimización en Excel Solver.

La figura V.8 muestra el valor de las celdas cambiantes que representan en el modelo de optimización la cantidad de mineral que tiene que pasar en cada uno de los arcos. En la parte derecha de la figura se indica la posición de la celda y en la parte izquierda la solución en cada uno de los arcos. Los valores iniciales (cero en cada celda) en el modelo cambian hasta convertirse en los valores óptimos como se indica en la siguiente figura:

	M	N	O	P	Q	R	S	T
2								
3								
4		Origen	Destino	Carga a Mover (t)		Capacidad (t)	Costo unitario (\$/t)	
5		Reb1244	Patío	54	x	75	1.31	
6		Reb-2510	c/p 2496	125	x	175	-	
7		Reb-1970	c/p 1963	40	x	100	-	
8		Reb-1860	c/p 1874	75	x	75	-	
9		Reb-1655	c/p 1640	56	x	75	-	
10		c/p 2496	TR-6	125	x	469	0.35	
11		TR-6	c/p 1640	0	x	324	0.59	
12		TR-6	c/p 1874	125	x	387	0.43	
13		c/p 1963	c/p 1640	40	x	417	0.40	
14		c/p 1963	c/p 1874	0	x	526	0.38	
15		c/p 1640	TR-1	0	x	401	0.42	
16		c/p 1640	TR-3	96	x	512	0.28	
17		c/p 1874	TR-1	0	x	335	0.64	
18		c/p 1874	TR-3	200	x	406	0.38	
19		TR-1	PATÍO	0	x	609	0.34	
20		TR-3	PATÍO	296	x	490	0.40	
21		c/p 2496	Patío "La Cruz"	0	x	327	1.59	
22		Patío "La Cruz"	PATÍO	0	x	249	0.70	
23								
24								
25		Costo de Acarreo (\$ Mill)		405.48				
26								

	V	W	X	Y	Z	AA	AB	AC	AD
2									
3		Nodos	Flujo Neto (t)		Oferta/Demanda (t)	Ley de Au (g/t)	Ley de Ag (g/t)	Ley Eq. De Au (g/t)	
4		Reb-2510	125	>	125	2.3	225	6.8	
5		Reb-1970	40	>	40	2.8	166	6.12	
6		Reb-1860	75	>	25	4.9	339	11.69	
7		Reb-1655	56	>	25	5.2	146	8.16	
8		Reb-1244	54	>	0				
9		c/p 2496	0	=	0	3.2	472	12.64	
10		TR-6	0	=	0				
11		c/p 1963	0	=	0				
12		c/p 1874	0	=	0				
13		c/p 1640	0	=	0				
14		TR-1	0	=	0				
15		TR-3	0	=	0				
16		Patío	350	=	-350				
17		Patío "La Cruz"	0	=	0				
18									
19									
20		Contenido de equivalentes de Au		>	3110				
21		Carga Movida		=	350				
22									
23									

Figura V.9. Valores en el modelo después del proceso de optimización a través de Excel Solver.

La figura V.8 muestra el valor de las celdas cambiantes que representan en el modelo de optimación la cantidad de mineral que tiene que pasar en cada uno de los arcos. En la parte derecha de la figura se indica la posición de la celda y en la parte izquierda la solución en cada uno de los arcos. Los valores iniciales (cero en cada celda) en el modelo cambian hasta convertirse en los valores óptimos como se indica en la siguiente figura:

	M	N	O	P	Q	R	S	T
2								
3								
4								
5								
6								
7								
8								
9								
10								
11								
12								
13								
14								
15								
16								
17								
18								
19								
20								
21								
22								
23								
24								
25								
26								

Origen	Destino	Carga a Mover (t)		Capacidad (t)	Costo unitario (\$/t)
Reb-1244	Patio	54	<	75	1.31
Reb-2510	c/p 2496	125	<	175	-
Reb-1970	c/p 1963	40	<	100	-
Reb-1860	c/p 1874	75	<	75	-
Reb-1655	c/p 1640	56	<	75	-
c/p 2496	TR-6	125	<	469	0.35
TR-6	c/p 1640	0	<	324	0.59
TR-6	c/p 1874	125	<	387	0.43
c/p 1963	c/p 1640	40	<	417	0.40
c/p 1963	c/p 1874	0	<	526	0.38
c/p 1640	TR-1	0	<	401	0.42
c/p 1640	TR-3	96	<	512	0.28
c/p 1874	TR-1	0	<	335	0.64
c/p 1874	TR-3	200	<	408	0.38
TR-1	PATIO	0	<	609	0.34
TR-3	PATIO	296	<	496	0.40
c/p 2496	Patio "La Cruz"	0	<	327	1.59
Patio "La Cruz"	PATIO	0	<	249	0.70

Costo de Acarreo (\$/Año)	405.48
---------------------------	--------

	V	W	X	Y	Z	AA	AB	AC	AD
2									
3									
4									
5									
6									
7									
8									
9									
10									
11									
12									
13									
14									
15									
16									
17									
18									
19									
20									
21									
22									
23									

Nodos	Flujo Neto (t)		Oferta/Demanda (t)	Ley de Au (g/t)	Ley de Ag (g/t)	Ley Eq. De Au (g/t)
Reb-2510	125	>	125	2.3	225	6.8
Reb-1970	40	>	40	2.8	166	6.12
Reb-1860	75	>	25	4.9	339	11.68
Reb-1655	56	>	25	5.2	148	8.16
Reb-1244	54	>	0	3.2	472	12.64
c/p 2496	0	=	0			
TR-6	0	=	0			
c/p 1963	0	=	0			
c/p 1874	0	=	0			
c/p 1640	0	=	0			
TR-1	0	=	0			
TR-3	0	=	0			
Patio	350	=	-350			
Patio "La Cruz"	0	=	0			

Contenido de equivalentes de Au	3110	>	3110
Carga Movida	350	=	350

Figura V.9. Valores en el modelo después del proceso de optimación a través de Excel Solver.

Resumiendo, los resultados de la optimización son los siguientes:

Variables de Decisión

i) Carga movida de los rebajes:

Tabla V.4. Mineral a extraer de cada uno de los rebajes según la optimización del sistema actual.

Rebajes	Producción (t/día)
Reb-2510	125
Reb-1970	40
Reb-1860	75
Reb-1855	56
Reb-1244	54

ii) Cantidad de carga movida por los arcos o rutas

Tabla V.5. Flujo de mineral en cada una de las rutas según la optimización del sistema actual.

Origen	Destino	Carga a Mover (t/día)
Reb1244	Patio	54
Reb-2510	c/p 2496	125
Reb-1970	c/p 1963	40
Reb-1860	c/p 1874	75
Reb-1855	c/p1840	56
c/p 2496	TR-6	125
TR-6	c/p 1640	0
TR-6	c/p 1874	125
c/p 1963	c/p 1840	40
c/p 1963	c/p 1874	0
c/p 1640	TR-1	0
c/p 1640	TR-3	96
c/p 1874	TR-1	0
c/p 1874	TR-3	200
TR-1	PATIO	0
TR-3	PATIO	296
c/p 2496	Patio "La Cruz"	0
Patio "La Cruz"	PATIO	0

Función objetivo

Costo de Acarreo por día = \$ 405.48/día

Costo de acarreo por tonelada = \$ 405.48/350 t = \$ 1.16/t

c. Comparación de la solución óptima con el sistema real.

Todas las restricciones del modelo se cumplieron y sólo queda comparar los resultados obtenidos con el funcionamiento real del sistema.

El costo del unitario del sistema optimado es de \$ 1.16/t mientras que el costo real actual es de \$ 1.25/t. Si el sistema se llevará como se plantea en la solución se reduciría el costo 9 centavos de dólar por tonelada transportada en el sistema, lo que representa una reducción del 7.2%.

3. Análisis de resultados.

a. Participación en costo y volumen del mineral de cada rebaje.

En la siguiente tabla se muestra la contribución de mineral de cada uno de los rebajes al sistema:

Tabla V.6 Resumen de costos según la optimización del sistema actual.

Mineral	Carga movida (t/día)	Porcentaje en volumen (%)	Costo unitario (\$/t)	Costo diario (\$/día)	Porcentaje en costo (%)
M-2510	125	35.71	1.56	195.00	48.09
M-1244	54	15.43	1.31	70.74	17.45
M-1860	75	21.43	0.78	58.50	14.43
M-1970	40	11.43	1.08	43.20	10.65
M-1655	56	16.00	0.68	38.08	9.39
Total	350	100.00	1.16	405.48	100.00

De la tabla se observa que el mineral del rebaje 2510 tiene una contribución en la carga de alrededor del 36 %, pero su impacto en el costo total de acarreo diario es de 48 %. La carga del rebaje 1244, participa con un 15% de la carga, pero con un 17 % del costo. Por último la carga de los rebajes 1970, 1860 y 1655, participan con el 48 % de la carga, y con un 35% del costo.

b. Tránsito en arcos de acarreo.

El flujo de mineral por los distintos arcos o rutas se muestra en la tabla V.x, y se observa que en el sistema el arco o ruta de acarreo más importante es TR3-Patio, por esta pasa el 31.62% de la carga total transportada, otra rama de acarreo importante es c/p 1874-TR3, y por esta pasa el 21.37.

Tabla V.7. Flujo de mineral en las rutas de acarreo según la optimización del sistema actual.

Arcos de acarreo	Carga (t/día)	Participación (%)
TR3-Patio	296	31.62
c/p 1874-TR3	200	21.37
c/p 2498-TR6	125	13.35
TR6-c/p 1874	125	13.35
c/p 1640-TR3	96	10.26
Reb 1244-Patio	54	5.77
c/p 1963-c/p 1640	40	4.27

c. Conclusiones.

- Las restricciones de contenidos y carga son satisfechas por la solución óptima.
- Las rutas de acarreo por donde se transportaría más mineral son *TR3-Patio* (31.62%) y *c/p 1874-TR3* (21.37%).
- El transporte del mineral producido en el *rebaje 2510* representaría el 48.09% del costo total de acarreo.
- El transporte del mineral producido en el *rebaje 1244* representaría el 17.45% del costo total de acarreo.
- La mejora en el costo no es significativa, y su impacto es del 7.2%.
- Como la disminución del costo no tiene un impacto importante, se pueden evaluar otras alternativas, como son cambio de equipo, obras adicionales o equipo adicional.

d. Alternativas

Algunas alternativas que pueden mejorar el sistema de acarreo son las siguientes:

- Avanzar el nivel San Rafael hasta el panel 1900;
- Comunicar el nivel superior Amelia con el nivel inferior San Rafael con un contrapozo robbins, en el panel 1874.
- Comunicar el c/p 1874, con el contrapozo robbins con un c/p convencional.
- Hacer tolva en el c/p Robbins;
- Implantar una ruta de acarreo del robbins al Patio de gruesos, de esta manera se elimina la ruta de acarreo c/p 1874-TR3.
- Evaluar la posibilidad de utilizar locomotora en este tramo de acarreo.

- Ampliar rampa 1280, para acarrear con camión convencional el mineral del rebaje 1244.

C. Optimización de un sistema de acarreo alternativo.

El sistema de acarreo actual puede mejorarse, existe infraestructura que no se ha aprovechado, tal es el caso del nivel San Rafael, que tiene una longitud de 850 m actualmente, y con una sección en todo lo largo de 4 x 3.5 m, donde puede circular un volteo hasta el tope. Esta obra puede reducir el traspaleo de carga en el nivel Amelia, y quitar casi por completo el acarreo en este nivel, si se comunica un contrapozo del nivel San Rafael al c/p 1874, que es la tolva con más tránsito en la mina. A continuación se plantean diversas obras y equipo adicional, que podrían mejorar el sistema de acarreo.

1. Descripción de las obras adicionales.

a. Arco acarreo TRI2-Patio.

Las obras adicionales para establecer un nuevo arco (o ruta) de acarreo son avanzar el nivel San Rafael (Fte. 1560) hasta el panel 1900, colar un contrapozo robbins del nivel Amelia, cerca del contrapozo 1874, y comunicarlos con un contrapozo convencional. En general la cantidad de obra para el proyecto es la siguiente:

Tabla V.8. Descripción de las obras para habilitar la ruta TRI2-Patio.

Obra	Unidad	Cantidad	Precio unitario (\$/unidad)	Inversión (\$)
Fte. 1560	m	46	263.0	12,098
Crucero para plaza robbins	m	11	210.0	2,310
Crucero para recibir robbins	m	12	263.0	3,156
Contrapozo robbins	m	64	189.0	12,096
Contrapozo convencional	m	10	157.0	1,570
Plaza robbins	m ²	120	3.0	360
Total	-	-	-	31,590

Por este arco o ruta sería utilizado para transportar la carga de los rebajes 2510, 1860 y 1970 que representan el 68.57% de la cantidad a mover. Según el reporte de reservas de 1999 (Reporte de operaciones mina 1999), representarían 156 753.7 t, por lo tanto el costo fijo unitario de acarreo es:

$$c_1 = \$ 31,590 / 156,753.7 \text{ t}$$

$$c_1 = \$ 0.20/\text{t}$$

b. Arco de acarreo Reb 1244-Patio.

El objetivo de esta obra es ampliar la rampa 1280 a 4 m x 4 m, para que un camión convencional pueda llegar hasta el rebaje 1244. La cantidad de obra minera se describe a continuación:

Tabla V.9. Descripción del presupuesto de la ampliación de la rampa 1280.

Obra	Unidad	Cantidad	Costo unitario (\$/unidad)	Inversión (\$)
Ampliación Rpa 1280	m ³	5,600.00	3.00	16,800.00

2. Cálculo de equipo adicional.

a. Locomotora

Las razones básicas para elegir el sistema de acarreo con locomotora son el acarreo de una cantidad de mineral elevada por turno y largas distancias de acarreo. El proyecto de un sistema de acarreo así debe empezar considerando el sistema de explotación, tonelaje a acarrear por día, distancias, leyes, y condiciones de vaciado y cargado. Existen diferentes tipos y tamaños de carros mineros. Se sugiere para minas metálicas un ancho de vía mínimo de 0.914 m.

La elección del tamaño de la locomotora estará regida por el tonelaje a acarrear por turno, factores físicos de cargado y vaciado, tiempo de ciclo, número de trenes que pueden ser operados. Después del tamaño del tren se determina el tipo, tamaño y especificaciones de la locomotora. La locomotora puede ser a trolley, batería o diesel (Araujo, 1992).

Las ventajas del sistema de acarreo con locomotora son: capacidad elevada de tonelaje, bajos costos de operación y mantenimiento, sistema seguro. Las desventajas son elevados costos de inversión, elevados costos de instalación y está restringida a ciertas reservas de la mina y de los proyectos mineros.

Selección del motor

La primera decisión básica para seleccionar o especificar una locomotora es conocer cual será su uso. El acarreo de mineral de producción requiere locomotoras pesadas y alta potencia a la tracción y probablemente requiere un ciclo completo continuo. Los ciclos generan más calor incrementándose la temperatura en los motores de tracción, la temperatura en los motores puede mantenerse a una temperatura razonable usando motores de elevada potencia o con radiadores en los motores, los cuales generan aire frío para enfriar el motor.

Los motores para locomotoras de servicio se utilizan intermitentemente y requieren de una potencia más pequeña comparado con los de acarreo. Los cálculos para determinar la carga promedio y el calentamiento del motor de tracción son más difíciles que los que son utilizados para obtener los parámetros de las locomotoras de acarreo.

Si se selecciona un equipo de diesel el costo inicial será menor comparado con el eléctrico pero los costos de operación y mantenimiento serán mayores. Si se selecciona una locomotora eléctrica se debe de elegir entre: 1) batería; 2) trolley; y 3) combinado batería/trolley. Las locomotoras tipo trolley de un voltaje entre 250 y 500 volts cd se utilizan en sistemas de acarreo de alta producción, estas locomotoras pesan más de 45 toneladas, con un ancho de vía mayor de 1.066 m (gauge).

Las locomotoras de batería pueden operar abajo del nivel de las locomotoras tipo trolley y la combinación batería/trolley son atractivas para incrementar la flexibilidad del sistema.

Las locomotoras de batería ofrecen gran flexibilidad y es el único tipo que puede competir con la locomotora diesel por la eliminación de los elevados costos de la instalación del tipo trolley. La capacidad de una batería se incrementará si el área de operación planeada incluye pendientes adversas y/o largas distancias. En tales circunstancias será necesario cambiar las baterías antes de que termine el turno. La vida de una batería está influenciada por la frecuencia de descarga, control de la velocidad de la recarga y el cuidado que se tenga al adicionar agua a la batería. Con estas precauciones la batería puede durar de 4 a 5 años.

El tipo de locomotora debe ser compatible con el sistema de minado. En el hundimiento de grandes bloques se utilizan locomotoras de alta velocidad eléctricas o diesel de 18 toneladas o más grandes, en una mina de oro donde el control de la ley es importante, locomotoras de batería pequeñas pueden justificarse para mover pequeñas cantidades de mineral de las múltiples tolvas.

El cálculo del tamaño y las especificaciones para una locomotora requieren la consideración de muchos factores particularmente si el equipo auxiliar y la seguridad están involucrados. El primer y el más importante paso es decidir cual es el peso de la locomotora necesario para desarrollar el esfuerzo a la tracción para mover la carga. La máxima pendiente y carga son consideradas en los cálculos. Una locomotora de ruedas de acero en rieles de acero limpios y secos puede producir un esfuerzo del 26% de su peso. La misma locomotora usando arena en los rieles cuando comienza el ciclo puede producir un esfuerzo del 31%. Una locomotora deberá ser capaz de producir aproximadamente 15% más del esfuerzo a la tracción que el requerido para transportar la carga para proporcionar una razonable aceleración.

Locomotoras de baterías

La locomotora de batería se ha hecho muy popular en operaciones de acarreo de mineral, y en el transporte de minas gaseosas, pues el único tipo de locomotora eléctrica permisible que cumple con los requisitos del Bureau de Minas de los Estados Unidos.

La ventaja sobresaliente de las locomotoras de batería es su habilidad para viajar hacia cualquier lugar en el que se puedan instalar rieles. Esto implica por supuesto que el tamaño de las obras y los radios de curvatura en estos permitan el paso de la máquina. Las partes movibles han sido en muchos casos diseñadas de modo que sólo una parte mínima de la capacidad de la batería se usa para vencer la fricción en la operación de la locomotora.

La capacidad de la batería es factor determinante en la limitación de las operaciones de acarreo con la locomotora de batería, el alcance se incrementa sólo hasta cierto punto, proporcionando a la batería una carga de refuerzo durante las horas de descanso, o bien; mediante el uso de una batería de repuesto.

La principal desventaja consiste en la necesidad de instalar equipo de carga (unidad motogeneradora), y la depreciación de las baterías. Los fabricantes de baterías han mejorado su fabricación convirtiéndolas en equipo de alta confiabilidad.

Las locomotoras de batería para propósitos mineros se fabrican en tamaños que varían entre 1.5 y 10 toneladas, operan a una velocidad entre 4.8-6.5 km/h.

La selección de una locomotora que maneje cierto tonelaje diario, depende de:

- Via (condición y perfil).
- Resistencia (fricción) de la locomotora y de la carga arrastrada.
- Distancia a viajar por ciclo.

- Tonelaje a manejarse por ciclo.
- Capacidad para satisfacer las necesidades de operación.
- Tiempo de viaje.

La locomotora seleccionada, es una de batería de 6 t, los cálculos para obtener el tamaño y características de una locomotora para acarreo de mineral en *La Guitarra* se detallan en el anexo 4.

Vía

Para asegurar la operación eficiente las vías sobre las que circulan las locomotoras deben mantenerse en buenas condiciones. La superficie de soporte de la vía debe balastarse bien, los durmientes deben ser del tamaño y separación adecuada. El riel a utilizar para construir la vía es función del peso de la locomotora; para una locomotora de 5.4 t(6 st) se necesita un riel de 12.4 kg/m (25 lb/yd).

Araujo (992) sugiere que el largo de los durmientes sea igual al doble de la separación entre rieles y su ancho mínimo de 1.375 veces la longitud del largo del clavo, el espesor tiene que ser 6.4 mm mayor al largo del clavo. El clavo es función del peso del riel por tanto para un peso de 12.4 kg/mse necesita un clavo de 8.25 cm x 1.11 cm (3 ½ x 7/16 in). El durmiente sería de 2.00 m (79 in), el espesor sería 9.65 cm (3.8 in), el largo para este caso 12.19 cm (4.8 in). El espaciamiento entre los durmientes es de 40.64 m (16 in) de centro a centro en vías principales y de 4 a 6 ft en vías secundarias. La vida de los durmientes es de 7 a 15 años, tomando 11 años como vida promedio.

Costos

El uso de las locomotoras como sistema de acarreo ha sido una parte de la minería por varios años. En años recientes las bandas transportadoras y los vehículos sobre ruedas han proporcionado un incremento de porcentaje del acarreo total en las minas. El gran incremento del costo de la energía tenderá a favorecer el acarreo con locomotora sobre los vehículos sobre llantas porque el bajo esfuerzo tractivo requerido para mover una tonelada de mineral comparado con los vehículos sobre llantas es más barato para distancias de acarreo prolongadas.

La variación en las locomotoras de mina da como resultado una guía de precios difícil. La siguiente información proporcionará un antecedente para estimar un precio preliminar de una locomotora. No existen en realidad locomotoras estándar en la industria minera, pero se pueden reconocer algunos factores importantes que influyen en los precios de las locomotoras.

Con el incremento del énfasis en la conservación de la energía, en consecuencia es importante hoy en día encontrar un sistema de acarreo que consuma menos cantidad de energía por tonelada transportada. La locomotora requiere para jalar la carga (esfuerzo a la tracción) de 20 lb/st. El costo de hora de operación total de una locomotora de 6 st (Ver anexo 4) es de US \$11.75/h. Del contrapozo robbins al patio se estima un tiempo de ciclo de 55 minutos, con una capacidad de carga de 30 t/ciclo. Una descripción detallada de los costos operativos se muestra a continuación.

Tabla V.10. Costos de la ruta de acarreo *TR12-Patio* usando locomotora

Tolva fuente	Tolva destino	Distancia (m)	Capacidad por ciclo (t/ciclo)	Tiempo de ciclo (h)	Costo por hora (\$/h)	Costo unitario (\$/t)
TR12	Patio	875	30	0.92	11.75	0.16

b. Camión convencional

El camión convencional tiene algunas características ventajosas comparadas con el acarreo con locomotora, estas son: flexibilidad, reducido costo de inversión y menor infraestructura. Sus desventajas son: menor capacidad de carga por ciclo y menor productividad al incrementarse la distancia.

Las obras propuestas para generar otras rutas de acarreo están diseñadas para que pueda circular un camión convencional, de hecho el objetivo de la ampliación de la rampa 1280 es este. Para la ruta *TR12-Patio*, todas las obras contempladas están diseñadas para una sección de 4 m x 4 m, con el objetivo de que el camión convencional pueda circular libremente en todo el arco.

Para calcular los tiempos de ciclo en cada uno de los arcos nuevos se hizo una extrapolación de los datos obtenidos en el estudio de tiempos y los datos obtenidos de estos cálculos se muestran en la siguiente tabla.

Tabla V.11. Costos en las rutas de acarreo *TR12-Patio* y *Reb 1244-Patio* usando camión convencional

Tolva fuente	Tolva destino	Distancia (m)	Capacidad por ciclo (t/ciclo)	Tiempo de ciclo (h)	Costo por hora (\$/h)	Costo unitario (\$/t)
TR12	Patio	875	10	0.44	13.18	0.58
Reb 1244	Patio	680	10	0.35	27.43	0.96

Los camiones de *TR12-Patio*, serian cargadazos por una tolva, pero los camiones de la ruta *Reb1244-Patio* serian cargados por un cargador frontal, y el costo al usar este equipo en la ruta de acarreo también es considerado en la tabla anterior.

3. Optimización del sistema de acarreo alternativo.

a. Formulación.

El sistema de acarreo considerando las alternativas descritas anteriormente, puede representarse por un modelo de red de transporte a minimo costo como se muestra en la figura V.10.

En la figura V.10 los nodos fuente son los rebajes y están representados por círculos rojos, en estos se muestran las leyes de oro y de plata de cada uno y también la cantidad de mineral que puede ser extraída.

El nodo de demanda es el patio de gruesos representado por un círculo de color verde, en el cual se muestran los requerimientos de ley de oro, plata y tonelaje de mineral. Los nodos de transferencia son las tolvas por las que pasa el mineral y están representados en el modelo por círculos de color azul.

Los arcos o rutas de acarreo son las obras por las que pasa el mineral y se representan en el modelo por flechas. Las flechas de color rojo indican que el transporte se realiza del rebaje al contrapozo (rezagado con cargador frontal) y las flechas azules indican que el transporte se hace en los niveles (acarreo). Las flechas en color verde indican las rutas de acarreo propuestas donde se utilizaría camión convencional, y la flecha de color marrón indica el acarreo de mineral utilizando locomotora. En cada una de las flechas se indica el costo de acarreo en cada ruta y su capacidad.

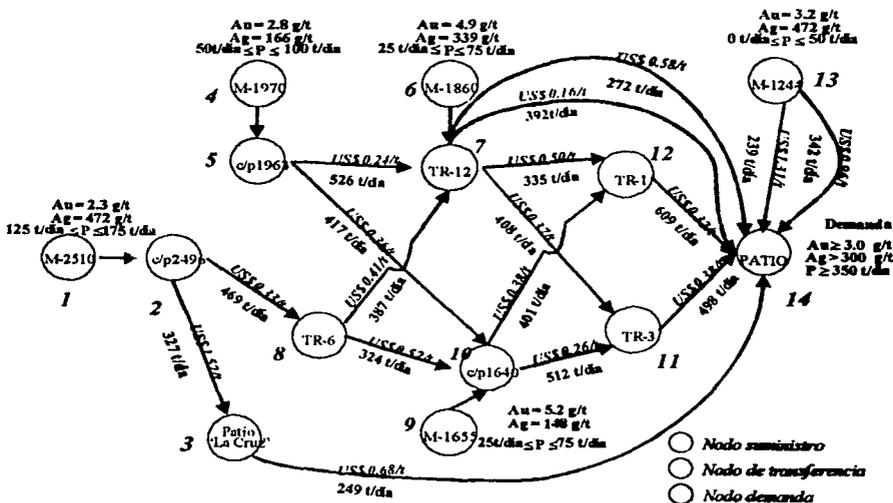


Figura V.10. Modelo de red de transporte considerando acarreo con locomotora y camión convencional en las obras propuestas.



b. Implantación y solución del modelo de optimización en hoja electrónica.

Acarreo con camión convencional en las rutas TR12-Patio y Reb 12+4-Patio

El modelo de red de transporte puede implantarse en Excel y solucionarse por Solver tal y como se hizo en la Sección 2 de este capítulo. La figura V.11 muestra el modelo de optimización del modelo de red de transporte de la figura V.10. El objetivo de este modelo es encontrar la ruta y las cantidades de mineral a transportar en los elementos del sistema propuesto.

	A	B	C	D	E	F	G
2							
3	Origen	Destino	Carga a Mover (t)		Capacidad (t)	Costo unitario (\$/t)	
4							
5	Reb-1244	Patio		✓	75	0.36	
6	Reb-2510	colp 2496		✓	175	-	
7	Reb-1970	colp 1963		✓	100	-	
8	Reb-1888	colp 1874		✓	75	-	
9	Reb-1888	TR-12		✓	75	-	
10	Reb-1888	colp 1840		✓	75	-	
11	colp 2496	TR-6		✓	469	0.36	
12	TR-6	colp 1840		✓	324	0.59	
13	TR-6	colp 1874		✓	387	0.43	
14	TR-6	TR-12		✓	387	0.43	
15	colp 1963	colp 1840		✓	417	0.40	
16	colp 1963	colp 1874		✓	526	0.38	
17	colp 1963	TR12		✓	526	0.38	
18	colp 1840	TR-1		✓	401	0.42	
19	colp 1840	TR-3		✓	512	0.28	
20	colp 1874	TR-1		✓	335	0.64	
21	colp 1874	TR-3		✓	408	0.36	
22	TR12	PATIO		✓	272	0.59	
23	TR-1	PATIO		✓	609	0.34	
24	TR-3	PATIO		✓	438	0.40	
25	colp 2496	Patio "La Cruz"		✓	227	1.89	
26	Patio "La Cruz"	PATIO		✓	249	0.70	
27							
28							
29							0.00
30							

Parámetros de Solver

Carga objetivo:

Valor de la celda objetivo:

Máximo Mínimo Valores de:

Compartir las celdas

Sujetas a las siguientes restricciones:

Figura V.11. Implantación del modelo de optimización en hoja de cálculo.

Los arcos o rutas están listados en las columnas A y B, las capacidades en la columna E, y los costos en la columna F. La carga a transportar entre los arcos esta representada por la columna C (celdas cambiantes) y la celda objetivo es la celda C29 la cual proporciona el costo total del sistema de acarreo utilizando la siguiente fórmula:

$$P25 = \text{SUMAPRODUCTO}(C5:C26, F5:F26)$$

El primer conjunto de restricciones en la caja de dialogo de Solver, P5:P23 \leq R5:R23, aseguran que no sea sobrepasada la capacidad de los arcos.

En la figura V.12 la columna J muestra los nodos y la columna M especifica la cantidad neta de mineral que debe ser producido o requerido en cada uno. La columna K muestra la cantidad de mineral real que el sistema puede proporcionar o requerir en cada nodo, las formulas para calcular esta columna se muestran en la figura V.13. El segundo conjunto de restricciones en la caja de dialogo del Solver, K10:K19=M10:M19 dice que el cantidad de carga movida debe ser igual a la demanda.

	J	K	L	M	N	O	P	Q
2								
3	Nodos	Flujo Neto		Oferta/Demanda	Leg de Au	Leg de Ag	Leg Es. De Au	
4		(t)		(t)	(g/t)	(g/t)	(g/t)	
5	Flab-2510	0	≥	125	2.3	225	6.8	
6	Flab-1970	0	≥	40	2.8	164	6.12	
7	Flab-1960	0	≥	25	4.9	339	11.88	
8	Flab-1655	0	≥	25	5.2	148	8.16	
9	Flab-1244	0	≥	0	3.2	472	12.64	
10	cta 2496	0	=	0				
11	TR-6	0	=	0				
12	cta 1963	0	=	0				
13	cta 1874	0	=	0				
14	cta 1640	0	=	0				
15	TR-12	0	=	0				
16	TR-1	0	=	0				
17	TR-3	0	=	0				
18	Plata	0	=	-350				
19	Plata "La Cruz"	0	=	0				
20								
21	Contenidos Au	0	≥	3200				
22	Carga Movida	0	=	0				
23								
24								

Figura V.12. Oferta y demanda de flujo de mineral en los nodos del sistema.

Adoptar modelo lineal
 Asumir no negativos

Modos	Flujo Neto (t)
Reb-2510	=C6
Reb-1870	=C7
Reb-1860	=C8+C9
Reb-1855	=C10
Reb-1244	=C5
o/p 2496	=C8+C11+C25
TR-6	=C11+C12+C13+C14
o/p 1863	=C7+C15+C16+C17
o/p 1870	=C8+C13+C16+C20+C21
o/p 1840	=C10+C12+C15+C18+C19
TR-12	=C9+C14+C17+C22
TR-1	=C18+C20+C23
TR-3	=C19+C21+C24
Patio	=C23+C24+C26+C5+C22
Patio "La Cruz"	=C25+C26

Figura V.12. Implantación de fórmulas para calcular el flujo de carga en cada nodo.

En las opciones de Solver se selecciona *Adoptar modelo lineal* (figura V.12 (b)), para que el modelo sea resuelto como un problema de programación lineal y la selección *Asumir no negativos* especifica que el flujo de mineral entre nodos no puede ser negativa.

Una vez que se han alimentado los datos y las formulas Solver resuelve el problema de programación lineal. La solución del modelo para acarreo con camión convencional en las rutas TR12-Patio y Reb 1244-Patio se muestran en las siguientes figuras.

	A	B	C	D	E	F	G
2							
3	Origen	Destino	Carga a Mover (t)		Capacidad (t)	Coste unitario (\$/t)	
4							
5	Reb1244	Patio	74	✓	75	0,98	
6	Reb-2510	o/p 2496	125	✓	175		
7	Reb-1870	o/p 1863	40	✓	100		
8	Reb-1860	o/p 1874	0	✓	75		
9	Reb-1855	TR-12	75	✓	75		
10	Reb-1855	o/p 1640	36	✓	75		
11	o/p 2496	TR-6	125	✓	469	0,26	
12	TR-6	o/p 1840	0	✓	324	0,55	
13	TR-6	o/p 1874	0	✓	387	0,43	
14	TR-6	TR-12	125	✓	387	0,43	
15	o/p 1863	o/p 1640	0	✓	417	0,40	
16	o/p 1863	o/p 1874	0	✓	526	0,28	
17	o/p 1863	TR12	40	✓	526	0,38	
18	o/p 1840	TR-1	0	✓	401	0,42	
19	o/p 1640	TR-3	36	✓	512	0,29	
20	o/p 1874	TR-1	0	✓	335	0,64	
21	o/p 1874	TR-3	0	✓	408	0,39	
22	TR12	PATIO	240	✓	272	0,58	
23	TR-1	PATIO	0	✓	609	0,34	
24	TR-3	PATIO	36	✓	498	0,40	
25	o/p 2496	Patio "La Cruz"	0	✓	327	1,53	
26	Patio "La Cruz"	PATIO	0	✓	243	6,70	
27							
28							
29	Coste de Acarreo (\$/t.km)		347	43			
30							

Figura V.13. Valores en el modelo después del proceso de optimización a través de Excel Solver.

	J	K	L	M	N	O	P	Q
2								
3	Nodos		Flujo Neto		Oferta/Demanda	Log de An	Log de Ag	Log Eq. De An
4		(t)		(t)	(año)	(año)	(año)	
5	Flujo-2010	125	2	125	2,3	225	6,8	
6	Flujo-1928	40	2	40	2,8	166	6,12	
7	Flujo-1620	75	2	75	4,9	335	11,68	
8	Flujo-1620	36	2	25	5,2	149	8,16	
9	Flujo-1644	74	2	0	3,2	472	12,64	
10	Obj 2496	0	*	0				
11	TR-6	0	*	0				
12	Obj 1963	0	*	0				
13	Obj 1874	0	*	0				
14	Obj 1640	0	*	0				
15	TR-12	0	*	0				
16	TR-1	0	*	0				
17	TR-3	0	*	0				
18	Patio	-250	*	-250				
19	Patio "La Cruz"	0	*	0				
20								
21	Contenedor Au	3200	2	3200				
22	Carga Movida	350	*	350				
23								
24								

Figura V.14. Flujo en los nodos proporcionados por Excel Solver.

Microsoft Excel 10.0 Informe de respuestas

Hoja de cálculo: [Modelo de optimación para camión.xls]Hoja1

Celda objetivo (Mínimo)

Celda	Nombre	Valor original	Valor final
\$C\$29	Costo de Acarreo (\$/día) (t)	347.43	347.43

Celdas cambiantes

Celda	Nombre	Valor original	Valor final
\$C\$5	Patio (t)	74	74
\$C\$6	c/p 2496 (t)	125	125
\$C\$7	c/p 1963 (t)	40	40
\$C\$8	c/p 1874 (t)	0	0
\$C\$9	TR-12 (t)	75	75
\$C\$10	c/p1640 (t)	36	36
\$C\$11	TR-6 (t)	125	125
\$C\$12	c/p 1640 (t)	0	0
\$C\$13	c/p 1874 (t)	0	0
\$C\$14	TR-12 (t)	125	125
\$C\$15	c/p 1640 (t)	0	0
\$C\$16	c/p 1874 (t)	0	0
\$C\$17	TR12 (t)	40	40
\$C\$18	TR-1 (t)	0	0
\$C\$19	TR-3 (t)	36	36
\$C\$20	TR-1 (t)	0	0
\$C\$21	TR-3 (t)	0	0
\$C\$22	PATIO (t)	240	240
\$C\$23	PATIO (t)	0	0
\$C\$24	PATIO (t)	36	36
\$C\$25	Patio "La Cruz" (t)	0	0
\$C\$26	PATIO (t)	0	0

Figura V.15. Informe de respuestas del modelo de optimación utilizando camión convencional

Resumiendo, los resultados de la optimización utilizando camión convencional en los arcos TR12-Patio y Reb. 1244-Patio son los siguientes:

Variables de Decisión

i) Carga movida de los rebajes:

Tabla V.12. Mineral a extraer de los rebajes según la optimización del sistema de acarreo utilizando camión convencional en las rutas TR12-Patio y Reb. 1244-Patio.

Rebajes	Producción (t/día)
Reb-2510	125
Reb-1970	40
Reb-1860	75
Reb-1655	36
Reb-1244	74

ii) Cantidad de carga movida por los arcos o rutas:

Tabla V.13. Flujo de mineral en las rutas de acarreo según la optimización del sistema de acarreo utilizando camión convencional en las rutas TR12-Patio y Reb. 1244-Patio.

Origen	Destino	Carga a Mover (t)
Reb1244	Patio	74
Reb-2510	c/p 2496	125
Reb-1970	c/p 1963	40
Reb-1860	c/p 1874	0
Reb-1860	TR-12	75
Reb-1655	c/p1640	36
c/p 2496	TR-6	125
TR-6	c/p 1640	0
TR-6	c/p 1874	0
TR-6	TR-12	125
c/p 1963	c/p 1640	0
c/p 1963	c/p 1874	0
c/p 1963	TR12	40
c/p 1640	TR-1	0
c/p 1640	TR-3	36
c/p 1874	TR-1	0
c/p 1874	TR-3	0
TR12	PATIO	240
TR-1	PATIO	0
TR-3	PATIO	36
c/p 2496	Patio "La Cruz"	0
Patio "La Cruz"	PATIO	0

Función objetivo

Costo de Acarreo por día = \$ 347.43/día

Costo de acarreo por tonelada = \$ 347.43/350 t = \$ 0.99/t

Acarreo con locomotora en la ruta TR12-Patio

Al igual que para el modelo utilizando camión convencional, los datos del sistema de acarreo utilizando locomotora se implantan en la hoja de cálculo para que pueda ser resuelto el modelo de optimación con Excel Solver

La implantación del modelo en hoja de cálculo para la optimación del sistema de acarreo se muestra en la siguiente figura

	A	B	C	D	E	F	G
2	Origen	Destino	Carga a Mover (t)		Capacidad (t)	Costo unitario (\$/t)	
3	Reb1244	Patio			75	1.31	
4	Reb-2610	cdp 2496			175		
5	Reb-1870	cdp 1863			100		
6	Reb-1880	cdp 1874			75		
7	Reb-1880	TR-12			75		
8	Reb-1880	cdp 1840			75		
9	cdp 2496	TR-6			469	0.35	
10	TR-6	cdp 1840			324	0.59	
11	TR-6	cdp 1874			387	0.43	
12	TR-6	TR-12			387	0.43	
13	cdp 1863	cdp 1840			417	0.66	
14	cdp 1863	cdp 1874			528	0.38	
15	cdp 1863	TR12			528	0.38	
16	cdp 1840	TR-1			401	0.42	
17	cdp 1840	TR-2			512	0.28	
18	cdp 1874	TR-1			335	0.64	
19	cdp 1874	TR-3			408	0.38	
20	TR12 (Locomotoras)	PATIO			352	0.16	
21	TR-1	PATIO			609	0.34	
22	TR-3	PATIO			498	0.40	
23	cdp 2496	Patio "La Cruz"			327	1.58	
24	Patio "La Cruz"	PATIO			249	0.70	
25							
26							
27							
28							
29							
30							

Figura V.16. Implantación del modelo de acarreo utilizando locomotora en la ruta TR12-Patio.

En el renglón 22, resaltado en amarillo se muestra el costo y la capacidad de la ruta. Las restricciones son las mismas que para el modelo del camión convencional. El sistema de acarreo debe proporcionar una carga diaria de 350 t y contenido metálico de oro de 3200 g.

Los resultados para este modelo después de la optimización son los siguientes:

	A	B	C	D	E	F	G
2							
3	Origen	Destino	Carga a Mover (t)		Capacidad (t)	Costo unitario (\$/t)	
4							
5	Feb-1244	Patio	74	✓	75	1.31	
6	Feb-2510	cap 2496	125	✓	175	-	
7	Feb-1970	cap 1863	40	✓	100	-	
8	Feb-1880	cap 1874	0	✓	75	-	
9	Feb-1880	TR-12	75	✓	70	-	
10	Feb-1880	cap 1640	36	✓	75	-	
11	cap 2488	TR-6	125	✓	469	0.36	
12	TR-6	cap 1840	0	✓	324	0.59	
13	TR-6	cap 1874	0	✓	387	0.43	
14	TR-6	TR-12	125	✓	387	0.43	
15	cap 1863	cap 1640	0	✓	417	0.40	
16	cap 1863	cap 1874	0	✓	526	0.38	
17	cap 1863	TR12	40	✓	526	0.38	
18	cap 1640	TR-1	0	✓	401	0.42	
19	cap 1640	TR-3	36	✓	512	0.28	
20	cap 1874	TR-1	0	✓	325	0.64	
21	cap 1874	TR-3	0	✓	406	0.36	
22	TR12 (Locomotoras)	PATIO	248	✓	332	0.16	
23	TR-1	PATIO	0	✓	608	0.34	
24	TR-3	PATIO	36	✓	498	0.40	
25	cap 2496	PATIO "La Cruz"	0	✓	327	1.53	
26	Patio "La Cruz"	PATIO	0	✓	249	0.70	
27							
28							
29	Costo de Acarreo \$/t-km			272.53			
30							

	J	K	L	M	N	O	P	Q
2								
3	Nodos	Flujo Neto (t)		Oferta/Demanda (t)	Ley de Au (g/t)	Ley de Ag (g/t)	Ley Eq.De Au (g/t)	
4								
5	Feb-2510	125	✓	125	2.3	225	6.8	
6	Feb-1970	40	✓	40	2.8	166	6.12	
7	Feb-1880	75	✓	25	4.9	329	11.68	
8	Feb-1880	36	✓	25	5.2	148	8.16	
9	Feb-1244	74	✓	0	3.2	472	12.64	
10	cap 2496	0	✓	0				
11	TR-6	0	✓	0				
12	cap 1863	0	✓	0				
13	cap 1874	0	✓	0				
14	cap 1640	0	✓	0				
15	TR-12	0	✓	0				
16	TR-1	0	✓	0				
17	TR-3	0	✓	0				
18	Patio	-350	✓	-350				
19	Patio "La Cruz"	0	✓	0				
20								
21	Contenido Au	3200	✓	3200				
22	Carga Móvida	-350	✓	350				
23								
24								

Figura V.17. Valores en el modelo después del proceso de optimización para el acarreo con locomotora en la ruta de acarreo TR12-Patio.

Los resultados de la optimización utilizando locomotora en los arcos *TR12-Patio* son los siguientes:

Variables de Decisión

i) Carga movida de los rebajes:

Tabla V.14. Mineral extraer de los rebajes según la optimización del sistema utilizando locomotora en la ruta TR12-Patio

Rebajes	Producción (t/día)
Reb-2510	125
Reb-1970	40
Reb-1880	75
Reb-1655	36
Reb-1244	74

ii) Cantidad de carga movida por los arcos o rutas.

Tabla V.15. Flujo de mineral en las rutas de acarreo según la optimización del sistema utilizando locomotora en la ruta TR12-Patio.

Origen	Destino	Carga a Mover (t)
Reb1244	Patio	74
Reb-2510	c/p 2496	125
Reb-1970	c/p 1963	40
Reb-1880	c/p 1874	0
Reb-1880	TR-12	75
Reb-1655	c/p1640	36
c/p 2496	TR-6	125
TR-6	c/p 1640	0
TR-6	c/p 1874	0
TR-6	TR-12	125
c/p 1963	c/p 1640	0
c/p 1963	c/p 1874	0
c/p 1963	TR12	40
c/p 1640	TR-1	0
c/p 1640	TR-3	36
c/p 1874	TR-1	0
c/p 1874	TR-3	0
TR12 (Locomotora)	PATIO	240
TR-1	PATIO	0
TR-3	PATIO	36
c/p 2496	Patio "La Cruz"	0
Patio "La Cruz"	PATIO	0

Función objetivo

Costo de Acarreo por día = \$ 272.53/día

Costo de acarreo por tonelada = \$ 273.53/350 t = \$ 0.78/t

c. Análisis de resultados

En la sección anterior se hizo la optimización del sistema de acarreo considerando dos alternativas, el uso de locomotora y el uso de camión de volteo en la ruta propuesta *TR12-Patio*. Los resultados que arrojó la optimización muestran que la ruta del mineral en el sistema es el mismo, pero que es diferente del caso inicial, esto se refleja en las siguientes tablas comparativas:

Tabla V.16. Mineral a extraer de los rebajes en cada alternativa

Rebajes	Producción		
	Caso base (t/día)	Camión (t/día)	Locomotora (t/día)
Reb-2510	125	125	125
Reb-1970	40	40	40
Reb-1860	75	75	75
Reb-1655	56	36	36
Reb-1244	54	74	74
Total	350	350	350

En esta tabla se muestra la producción en cada uno de los rebajes para cada situación de optimización. Para los rebajes 2510, 1970 y 1860 para los tres casos la producción es la misma. Para los rebajes 1655 y 1244 en el segundo y tercer caso la producción es la misma.

La instauración de la ruta *TR12-Patio* daría como consecuencia la modificación de las cuotas de producción de los rebajes.

El costo total diario de acarreo también sufre modificaciones para cada caso como se muestra en la siguiente tabla.

Tabla V.17. Comparación de costos entre alternativas

Caso	Costo unitario (\$/t)	Diferencia (%)
Base	1.16	-7.2
Camión convencional	0.99	-20.8
Locomotora	0.78	-32.7

La tabla anterior muestra el costo unitario para cada uno de las situaciones, el caso que tiene el menor costo es el uso de locomotora, y disminuiría el costo actual (\$ 1.25/t) a \$ 0.78/t lo que representaría el 32.7%. El uso del camión convencional disminuiría el costo a \$ 0.99/t, que representaría un 20.8%.

d. Conclusiones

Es posible utilizar el modelo de red de transporte a mínimo costo para el sistema de acarreo de *La Guitarra*, y modificarlo según las alternativas que se deseen evaluar. En este trabajo se construyó el modelo del caso actual y después se hicieron modificaciones a éste para mejorar el sistema de acarreo.

Para el modelo de red de transporte se plantearon ecuaciones de programación de lineal para encontrar la ruta que proporciona el costo mínimo de acarreo en el sistema, el cual esta sujeto a restricciones de capacidad en rutas, demanda de mineral y contenidos metálicos en el patio de gruesos.

Cada modelo de optimación se implanto en hoja de cálculo y se resolvió utilizando Excel Solver, una herramienta de Excel que resuelve problemas de programación lineal que usa el algoritmo Simplex. Se presentaron dos situaciones concretas; el uso de camión convencional en la rutas de acarreo *TR12-Patio* y *Reb. 1244-Patio*, y el uso de locomotora en la ruta *TR12-Patio*.

Cada una de los modelos planteados se resolvió y se pudieron encontrar la ruta más económica en cada caso, las restricciones de contenidos y carga fueron cumplidas en cada caso.

De los tres casos de optimación presentados aquí el que reduce de manera más significativa el costo es el uso de la locomotora, y representa una reducción del 32.7%. El uso del camión convencional reduce el costo en 20.8%. En el siguiente capítulo se hace la evaluación financiera para cada alternativa.

CAPÍTULO VI. EVALUACIÓN FINANCIERA.

A. Conceptos básicos.

La evaluación de un proyecto se realiza con dos fines posibles: i) tomar una decisión de aceptación o rechazo, cuando se estudia un proyecto específico; o ii) decidir el ordenamiento de varios proyectos en función de su rentabilidad, cuando estos sean mutuamente excluyentes o existe racionamiento de capitales.

La evaluación del proyecto en términos de oportunidades en el mercado consiste en compara los beneficios proyectados asociados a una decisión de inversión con su correspondiente corriente proyectada de desembolsos. Esto no es otra cosa que el flujo de caja (Sapag y Sapag, 1989).

Una alternativa es una solución para una situación dada, las alternativas usualmente comprenden detalles tales como costo de compra, la previsión de la vida del activo, los costos de mantenimiento y operación, anticipar el valor de recuperación y la tasa de interés. Una vez que se coleccionan todos los datos de los proyectos, se pueden utilizar técnicas de evaluación financiera para determinar cuál es la mejor opción desde el punto de vista financiero.

Para ser capaz de comparar diferentes proyectos o verificar un objetivo dado es necesario tener establecido un criterio de evaluación que pueda usarse como base para juzgar las alternativas.

En todos los criterios de decisión, se utiliza alguna clase de índice, medida de equivalencia, o base de comparación capaz de resumir las diferencias de importancia que existan entre alternativas de inversión. Es importante distinguir entre criterio de decisión y una base de comparación. Esta última es un índice que contiene cierta clase de comparación sobre la serie de gastos a que da lugar una oportunidad de inversión (Blank y Tarquin, 1991).

1. Tasa de interés.

La palabra interés significa la renta que se paga por utilizar dinero ajeno, o bien la renta que se gana al invertir dinero propio. Puesto que estas dos situaciones se presentan en innumerables formas es conveniente desarrollar una serie de fórmulas de equivalencia con las cuales se puede evaluar exactamente ya sea el rendimiento obtenido en una determinada inversión, o el costo real que representa una determinada fuente de financiamiento (Coss, 2000).

A continuación se presentan algunas formulas que son útiles en la evaluación de proyectos:

Interés simple

$$\text{Interés} = P * i * n$$

Donde:

P = Capital; (\$)

i = Tasa de interés; (%)

n = Número de periodos; (años).

Interés compuesto

$$F = P (1 + i)^n$$

Donde:

- P = Capital; (\$)
- i = Tasa de interés; (%)
- n = Número de periodos; (años).

Valor futuro de una serie uniforme de flujos de efectivo.

$$F = A \left(\frac{(1+i)^n - 1}{i} \right)$$

Donde:

- F = Valor futuro; (\$)
- A = Serie uniforme de flujos de efectivo; (\$/periodo de tiempo)
- i = Tasa de interés; (%)
- n = Número de periodos; (años).

Valor presente de una serie uniforme de flujos de efectivo.

$$P = A \left(\frac{(1+i)^n - 1}{i(1+i)^n} \right)$$

Donde:

- P = Valor presente; (\$)
- A = Serie uniforme de flujos de efectivo; (\$/periodo de tiempo)
- i = Tasa de interés; (%)
- n = Número de periodos; (años).

2. Flujo de caja.

El flujo de caja de cualquier proyecto se compone de cuatro elementos básicos: i) los egresos iniciales, ii) los ingresos y egresos de operación, iii) el momento en que ocurren estos ingresos y egresos, y d) el valor de rescate del proyecto.

Los egresos iniciales corresponden al total de la inversión inicial requerida para la puesta en marcha del proyecto. Los ingresos y egresos de operación constituyen todos los flujos de entrada y salida reales de caja. El valor de rescate del proyecto, es aquél que tiene cuando ha terminado su vida útil o se termina el horizonte de planeación.

3. Métodos de evaluación.

a. Método del valor anual equivalente.

Con el método del valor anual equivalente (CAUE), todos los ingresos y gastos que ocurren durante un período son convertidos a una anualidad equivalente uniforme. Cuando dicha anualidad es positiva, entonces es recomendable que el proyecto sea aceptado. Este método es muy popular porque la mayoría de los ingresos y gastos que origina un proyecto son medidos en bases anuales, esto hace una fácil aplicación. Este método se utiliza para comparar dos alternativas.

b. Método del valor presente.

El método del valor presente (VP) para la evaluación de alternativas es muy popular porque futuros gastos o ingresos son transformados en dinero equivalente hoy, es decir todos los flujos de caja futuros asociados con una alternativa son convertidos a valores presentes de dinero. La comparación de alternativas que tienen vidas útiles iguales por el método del valor presente es directa. Cuando sólo se toman en cuenta desembolsos, se escoge como alternativa viable la que tenga el valor presente más bajo.

Cuando el método del valor presente se utiliza para comparar alternativas que tienen diferentes vidas útiles, el procedimiento se utiliza de la misma manera, sólo comparando las alternativas sobre el mismo número de años. Esto se realiza extendiendo el período de vida de los equipos hasta el mínimo común múltiplo de las vidas útiles de los equipos, es decir si un equipo tiene una vida útil de 2 y otro de 3 años, el cálculo se hace sobre 6 años. Dicho procedimiento obviamente requiere de algunas suposiciones hechas acerca de las alternativas y sus subsecuentes ciclos de vida útil. Específicamente, estas suposiciones son: i) las alternativas en consideración deben necesitar a la larga del mínimo común múltiplo de años y ii) que los respectivos costos de las alternativas sean los mismos en todos los subsecuentes ciclos de vida que el primero.

c. Método de la tasa interna de rendimiento.

La tasa interna de rendimiento es un índice de rentabilidad ampliamente aceptado. Está definida como la tasa de interés que reduce a cero el valor presente, el valor futuro, o el valor equivalente de una serie de ingresos y egresos. Es decir, la tasa interna de rendimiento de una propuesta de inversión, es aquella tasa de interés i^* , que satisface cualquiera de las siguientes ecuaciones:

$$\sum_{t=0}^n \frac{S_t}{(1+i^*)^t} = 0$$

$$\sum_{t=0}^n S_t (1+i^*)^{-t} = 0$$

$$\sum_{t=0}^n S_t (P/F, i^*, t) (A/P, i^*, n) = 0$$

Donde:

- S_t = Flujo de efectivo neto del periodo t
 n = Vida de la propuesta de la inversión
 P/F = Valor presente de una cantidad futura
 A/P = Serie uniforme de flujos de efectivo
 i^* = Tasa de interés buscada

En la mayoría de las situaciones prácticas es suficiente considerar el intervalo $-1 < i^* < \infty$. como ámbito de la tasa de rendimiento, ya que es muy poco probable que en un proyecto de inversión se pierda más de la cantidad que se invirtió, aunque esto puede suceder si a la inversión se le agregan los intereses que debería haber generado.

En términos económicos la tasa interna de rendimiento representa el porcentaje o la tasa de interés que se gana el saldo no recuperado de una inversión. El saldo no recuperado de una inversión en cualquier punto del tiempo de la vida del proyecto, puede ser visto como la porción de la inversión original que aún permanece sin recuperar en ese tiempo. El saldo no recuperado de una inversión al tiempo t , se evalúa de acuerdo a la siguiente expresión:

$$F_t = \sum_{j=0}^t S_j (1+i^*)^{-j}$$

Es decir el saldo no recuperado (F_t) de una propuesta de inversión en el tiempo t , es el valor futuro de la propuesta en ese tiempo.

Con el método de la tasa interna de rendimiento, es necesario calcular la tasa de interés (i^*) que satisface las ecuaciones descritas y compararla con la tasa de recuperación mínima atractiva (TREMA). Cuando i^* sea mayor que la TREMA, conviene que el proyecto sea emprendido.

El método de la tasa interna de rendimiento y los métodos explicados, son equivalentes, es decir, que para un mismo proyecto, con cada uno de estos métodos se llegaría a la misma decisión.

En la figura VI.1 se puede comparar la equivalencia del método de la TIR y el método del valor presente.

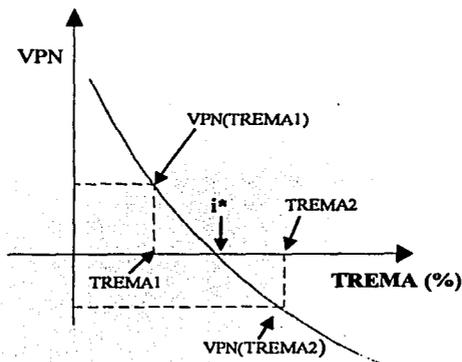


Figura VI.1. Valor presente neto y su relación con la TIR.

B. Evaluación del proyecto de acarreo.

La preparación y evaluación de proyectos busca recopilar y analizar en forma sistemática un conjunto de antecedentes económicos que permitan juzgar cualitativa y cuantitativamente las ventajas y desventajas de asignar recursos a una determinada iniciativa. Un proyecto es la búsqueda de una solución inteligente al planteamiento de un problema, que tiende a resolver una necesidad humana. Esto significa que la evaluación deberá determinar si la utilización de los recursos limitados se hace en forma eficiente (Sapag y Sapag, 1989).

Los objetivos de un estudio financiero son ordenar y sistematizar la información de carácter monetario del proyecto. La sistematización de la información financiera consiste en identificar todas las inversiones, costos e ingresos que puedan calcularse del proyecto.

1. Inversiones y costos operativos de las alternativas.

a. Locomotora.

La optimización del sistema de acarreo genero algunas alternativas, una de estas es el uso de locomotora en la ruta de acarreo TR12-Patio. El costo por tonelada acarreado en este caso es de \$ 0.78/t. Si se considera un ritmo de explotación 105,000 toneladas por año, y se multiplica por el costo unitario del sistema es posible calcular el costo de operación anual, el cual es \$81,900/año

En el capítulo anterior se calculo una inversión inicial necesaria para la instalación de una locomotora en la ruta TR12-patio de \$ 140,000. La inversión de las obras mineras para habilitar la ruta TR12-Patio, se calculo en \$ 31,500

En la siguiente tabla se muestra el resumen de costos e inversiones de la alternativa que utiliza locomotora en la ruta *TR12-Patio*.

Tabla VI.1. Resumen de costos del sistema de acarreo utilizando locomotora.

Equipo	Inversión inicial (\$)	Vida útil (año)	Costo operativo del sistema (\$/año)
Locomotora de 6 t	171,500	7	81,900

b. Camión convencional.

Otra alternativa estudiada en la optimización del sistema de acarreo es el uso de camión convencional en la ruta TR12-Patio. El precio por viaje redondo en esta ruta fue presupuestado por el contratista en \$ 0.58/t. El costo unitario del sistema que utiliza camión convencional de volteo se calculo en el capítulo anterior, y este resultado de \$ 0.99/t. Si el ritmo de explotación es de 105,000 t/año, el costo anual de acarreo que utiliza esta alternativa sería \$ 103,950/año.

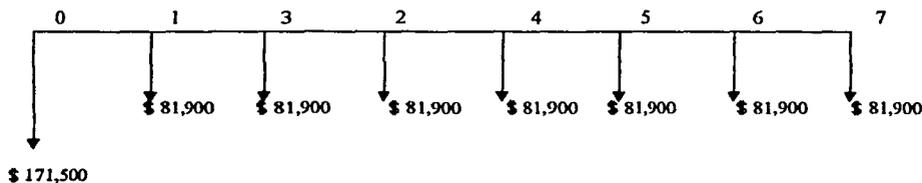
La inversión en esta alternativa está representada por la habilitación de las rutas TR12-Patio y Reb.1244-Patio. Esta inversión asciende a \$ 16,800 de la ampliación de la rampa 1280 y \$ 31,500 para la habilitación de la ruta TR12-Patio

Tabla VI.2. Resumen de costos del sistema de acarreo que utiliza camión.

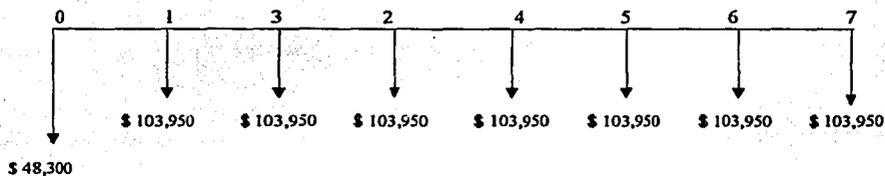
Equipo	Inversión inicial (\$)	Costo operativo del sistema (\$/año)
Camión convencional	48,300	103,950

2. Flujo de caja de las alternativas.

El flujo de caja para utilizar la locomotora en el arco TR12-Patio es el siguiente:



El flujo de caja para utilizar un camión rentado en el arco TR12-Patio es el siguiente:



3. Evaluación por el método del valor presente.

El método del valor presente es uno de los criterios económicos más ampliamente utilizados en la evaluación de proyectos de inversión. Consiste en determinar la equivalencia en el tiempo cero de los flujos futuros de efectivo que genera un proyecto y comparar esta equivalencia con el desembolso inicial. Cuando dicha equivalencia es mayor que el desembolso inicial, entonces, es recomendable que el proyecto sea aceptado (Coss, 2000).

El valor presente también se puede aplicar en la selección de alternativas mutuamente excluyentes en las cuales sólo se tiene información de los costos. El procedimiento es el siguiente:

- Se obtienen los flujos de caja de cada una de las alternativas A y B.
- Se restan los flujos de caja a comparar B-A.
- Se calcula el valor presente del flujo de caja resultante de la resta.
- Si el valor presente de B-A, es positivo la mejor opción es B, si es negativo, entonces es A.

La aplicación del procedimiento para evaluar el acarreo en el arco TR12-Patio, utilizando locomotora y camión convencional es el siguiente:

a. Flujos de caja de las alternativas.

Para evaluar el equipo de acarreo se tomarán en cuenta las siguientes consideraciones:

- Horizonte de evaluación 7 años, que es la vida útil de la locomotora.
- Tasa de descuento del 12%.

Tabla VI.3. Flujo de caja para las alternativas.

Año	Locomotora Costos (\$)	Camión convencional Costos (\$)
0	-171,500	- 48,300
1	-81,900	-103,950
2	-81,900	-103,950
3	-81,900	-103,950
4	-81,900	-103,950
5	-81,900	-103,950
6	-81,900	-103,950
7	-81,900	-103,950

b. Flujos de caja de las diferencias entre los proyectos (camión-locomotora)

Tabla VI.4. Diferencias de flujo de caja para las alternativas.

Año	Diferencia de flujo (\$)
0	123,200
1	-22,050
2	-22,050
3	-22,050
4	-22,050
5	-22,050
6	-22,050
7	-22,050

c. Valor presente de las diferencias.

Tabla VI.5. Valor presente de las diferencias de flujo de caja.

Año	Diferencia en costo (\$)	Valor presente de las diferencias (\$)
0	123,200.00	123,200.00
1	-22,050.00	-19,687.50
2	-22,050.00	-17,578.13
3	-22,050.00	-15,694.75
4	-22,050.00	-14,013.17
5	-22,050.00	-12,511.76
6	-22,050.00	-11,171.22
7	-22,050.00	-9,974.30

Valor presente = 22,569.17

El valor presente de la evaluación es positivo y bajo este criterio, la alternativa a implantarse en el sistema de acarreo sería la utilización del camión de volteo en el arco de acarreo *TR12-Patio*. En realidad para tomar una decisión acerca de un proyecto, es necesario considerar las variaciones en las estimaciones de los valores relevantes en la evaluación, como son la inversión inicial, costos operativos y tasas de interés. Estas variaciones pueden ser estudiadas con herramientas como análisis de riesgo y sensibilidad.

C. Análisis del proyecto de acarreo.

Generalmente hay un elemento de incertidumbre asociado a las alternativas estudiadas. No sólo son problemáticos los estimativos de las condiciones económicas futuras, sino que además los efectos económicos futuros de la mayoría de los proyectos solamente son conocidos con un grado de seguridad relativo. Es precisamente esta falta de certeza sobre el futuro lo que hace a la toma de decisiones económicas una de las tareas más difíciles que deben realizar los individuos.

La evaluación del proyecto será sensible a las variaciones de uno o más parámetros si, al incluir estas variaciones en el criterio de evaluación empleado, la predicción inicial cambia. El análisis de sensibilidad y de riesgo revelan el efecto que tienen algunas variables sobre el criterio de decisión.

Visualizar qué variables tienen mayor efecto en el resultado frente a distintos grados de incertidumbre en su estimación, permite decidir acerca de la necesidad de realizar estudios más profundos de esas variables, con el objeto de mejorar las estimaciones y reducir el grado de riesgo por incertidumbre. La repercusión que tiene la incertidumbre de una variable sobre el resultado de la evaluación varía, dependiendo del momento de la vida económica del proyecto en que la incertidumbre se presenta.

I. Análisis de sensibilidad.

La importancia del análisis de sensibilidad se manifiesta en el hecho de que los valores de las variables que se han utilizado para llevar a cabo la evaluación del proyecto puedan tener desviaciones con efectos de consideración en la medición de resultados.

La sensibilidad de una propuesta debe hacerse con respecto al parámetro más incierto o al de mayor impacto, por ejemplo inversión inicial, costos operativos, o a los cambios en los niveles de demanda.

Dependiendo del número de variables que se sensibilicen simultáneamente el análisis se puede clasificar como unidimensional o multidimensional. En el análisis unidimensional, la sensibilización se aplica a una sola variable, mientras que en el multidimensional se examinan los efectos sobre los resultados que se producen por la incorporación de variables simultáneas en dos o más variables relevantes.

El análisis unidimensional de la sensibilidad del valor presente neto puede realizarse de dos formas: i) Determinando hasta dónde pueden modificarse las variables para que el proyecto siga siendo rentable, y ii) haciendo cambios en los valores de las variables, para ver como se modifica el valor presente del proyecto.

El análisis multidimensional además de incorporar el efecto combinado de dos o más variables, busca determinar el cómo varía el valor presente frente a cambios en los valores de esas variables, como una forma de definir el efecto en los resultados de la evaluación de la incertidumbre en las estimaciones.

a. Análisis de sensibilidad unidimensional del proyecto.

Las variables relevantes que pueden tener variaciones en su estimación son:

- Tasa de interés;
- Costos anuales de operación;
- Periodos de evaluación.

Variación de la tasa de interés.

Tabla VI.6 Valor presente de las diferencias de flujo de caja para variaciones en las tasas de interés.

Año	Variación de la tasa de interés				
	-20%	-10%	0%	10%	20%
	(\$)	(\$)	(\$)	(\$)	(\$)
0	123,200.00	123,200.00	123,200.00	123,200.00	123,200.00
1	-20,118.61	-19,900.72	-19,687.50	-19,478.80	-19,274.48
2	-18,356.40	-17,960.94	-17,578.13	-17,207.42	-16,848.32
3	-16,748.54	-16,210.24	-15,694.75	-15,200.90	-14,727.55
4	-15,281.51	-14,630.18	-14,013.17	-13,428.36	-12,873.73
5	-13,942.99	-13,204.13	-12,511.76	-11,862.51	-11,253.26
6	-12,721.70	-11,917.08	-11,171.22	-10,479.25	-9,836.77
7	-11,607.39	-10,755.49	-9,974.30	-9,257.28	-8,598.57
	14,422.85	18,621.22	22,569.17	26,285.49	29,787.32

El signo del valor presente de la comparación de las alternativas no varía si las tasas de interés aumentan o disminuyen en un intervalo de $\pm 20\%$. El valor presente cambia a signo negativo si la tasa de interés disminuye más del 50.2%, esto significa que la tasa de interés sea de 5.97%.

Variación de los costos anuales de operación.

En este punto se considera que el costo anual de operación del sistema para cada una de las alternativas sufre variaciones y se pueden considerar las siguientes situaciones, que se incrementa el costo del sistema que utiliza camión convencional o que disminuya cuando su usa locomotora, o también que disminuya el costo con camión o que aumente el relacionado con la locomotora.

Tabla VI.7. Valor presente de las diferencias de flujo de caja para variaciones en los costos.

Año	Variación de las diferencias de los costos operativos				
	-20% (\$)	-10% (\$)	0% (\$)	10% (\$)	20% (\$)
0	123,200.00	123,200.00	123,200.00	123,200.00	123,200.00
1	-15,750.00	-17,718.75	-19,687.50	-21,656.25	-23,625.00
2	-14,062.50	-15,820.31	-17,578.13	-19,335.94	-21,093.75
3	-12,555.80	-14,125.28	-15,694.75	-17,264.23	-18,833.71
4	-11,210.54	-12,611.86	-14,013.17	-15,414.49	-16,815.81
5	-10,009.41	-11,260.59	-12,511.76	-13,762.94	-15,014.11
6	-8,936.97	-10,054.09	-11,171.22	-12,288.34	-13,405.46
7	-7,979.44	-8,976.87	-9,974.30	-10,971.73	-11,969.16
	\$42,695.33	\$32,632.25	\$22,569.17	\$12,506.09	\$2,443.00

En un intervalo de $\pm 20\%$ de variación de las diferencias de costos operativos el signo del valor presente de la comparación de las alternativas se mantiene con signo positivo. Para un incremento en las diferencias de costo superiores al 22.5% el valor presenta cambio de signo, hasta entonces la elección cambiaría a la locomotora.

Variación de periodos de evaluación

Tabla VI.8. Valor presente de las diferencias de flujo de caja para diferentes periodos.

Periodos de Evaluación	Valor Presente (\$)
5	43,714.68
6	32,543.47
7	22,569.17
8	13,663.54
9	5,712.09
10	

Los resultados de la tabla anterior indican que en un intervalo de 5 a 9 años el signo de la evaluación se mantiene positivo, lo que indica que la opción a elegir es el uso del

camión convencional. Pero después del 9 periodo de evaluación la elección se inclinaria hacia locomotora, porque cambia de signo en el periodo de evaluación 10.

b. Análisis de sensibilidad bidimensional del proyecto.

La operatividad de los modelos de decisión radica en la mayor o menor complejidad de sus procedimientos. El análisis multidimensional, a diferencia del unidimensional, además de incorporar el efecto combinado de dos o más variables busca determinar como varía el *Valor Presente* frente a cambios en los valores de esas variables, como una forma de definir el efecto en los resultados de la evaluación.

La incertidumbre en la estimación se puede medir por la diferencia entre el valor estimado en la evaluación y otros que pudiera adoptar eventualmente la variable (Sapag y Sapag, 1989).

Para determinar el efecto potencial de la incertidumbre en los datos de entrada del modelo de valor presente, se supondrá que la tasa de interés permanecerá constante. En consecuencia, sólo se trabajará con la incertidumbre en la estimación de los periodos de evaluación y el flujo de caja.

Tabla VI.9. Análisis de sensibilidad bidimensional de variaciones de costos operativos y periodos de evaluación

Año	Variación de las diferencias de los flujo de caja y periodos de evaluación				
	-20% (\$)	-10% (\$)	0% (\$)	10% (\$)	20% (\$)
5	59,611.75	51,663.22	43,714.68	35,766.15	27,817.62
6	50,674.77	41,609.12	32,543.47	23,477.82	14,412.16
7	42,695.33	32,632.25	22,569.17	12,506.09	2,443.00
8	35,570.83	24,617.19	13,663.54	2,709.90	8,243.75
9	29,209.67	17,460.88	5,712.09	-6,036.70	-17,785.49
10	23,530.07	11,071.32	-1,387.42	-13,846.16	-26,304.90

De la tabla anterior indica que la combinación de las variables en la evaluación ocasiona un cambio de signo cuando se incrementa la diferencia de costos operativos en un 10% unido con un incremento en los periodos de evaluación a 9 años. Se da otro cambio de signo cuando se incrementa la diferencia de costos operativos en 20% y se incrementa en un año el periodo de evaluación. Bajo estas consideraciones la elección del equipo cambiaria a la locomotora.

2. Análisis de riesgo.

Dos problemas fundamentales están presentes en toda propuesta de inversión. El primero se refiere a la conversión de flujos futuros de efectivo de acuerdo con cualquiera de los criterios económicos, y el segundo al entendimiento y evaluación de la incertidumbre. El segundo es a menudo de mayor importancia pero desafortunadamente ha recibido menos atención que el primero; por consiguiente, cuando una propuesta de inversión es analizada,

se recomienda incluir en el análisis alguna variable o medida que considere el riesgo inherente de la propuesta evaluada. Lo anterior es muy aconsejable, puesto que una inversión razonablemente segura con un rendimiento determinado, puede ser preferida a una inversión más riesgosa que pueda generar un rendimiento esperado mayor.

La consideración del riesgo en la evaluación de una propuesta de inversión se puede definir como el proceso de desarrollar la distribución de probabilidad de alguno de los criterios o medidas de desempeño ya conocidos. El análisis de riesgo fue desarrollado para tomar en cuenta la incertidumbre que generalmente se tiene con respecto a las variables que determinan los flujos de efectivo neto en un proyecto de inversión. Esta incertidumbre generalmente es expresada por medio de distribuciones de probabilidad.

Las distribuciones de probabilidad de las variables usualmente se desarrollan con base en probabilidades empíricas. Típicamente, entre más alejado del presente esté un evento, más incertidumbre habrá con respecto al resultado del mismo, es lógico esperar que las variaciones de las distribuciones de probabilidad crezcan con el tiempo. Entre las distribuciones más usadas se pueden mencionar la normal y la triangular.

La falta de certeza de las estimaciones del comportamiento futuro se pueden asociar a una distribución de probabilidad de los flujos de caja generados por el proyecto. Su representación gráfica permite visualizar la dispersión de los flujos de caja, asignando un riesgo mayor a aquellos proyectos cuya dispersión sea mayor. Existen, sin embargo, parámetros de medición precisos que manifiestan su importancia principalmente en la comparación de proyectos o entre alternativas de un mismo proyecto. La más común es la desviación estándar. Para incluir el efecto del riesgo en la evaluación de proyectos de inversión se han desarrollado diversos métodos o enfoques. La información disponible es, una vez más, uno de los elementos determinantes en la elección del método.

El valor presente neto se considera como una variable aleatoria, por consiguiente, para propósitos de evaluación de un proyecto, el procedimiento usual es determinar la media y la varianza del valor presente.

a. Distribución de probabilidad del valor presente neto.

El valor presente neto de una propuesta de inversión, se calcula de acuerdo a la expresión:

$$VPN = \sum_{j=1}^n \frac{X_j}{(1+i)^j}$$

En donde X_j ahora es una variable aleatoria que representa el flujo de efectivo del período j , cuya media y varianza son μ_j y σ^2 respectivamente. Esta expresión puede ser representada como:

$$VPN = -X_0 + \frac{1}{(1+i)} X_1 + \frac{1}{(1+i)^2} X_2 + \dots + \frac{1}{(1+i)^n} X_n$$

$$C_j \begin{cases} -1 & \text{Si } j = 0 \\ \frac{1}{(1+i)^j} & \text{Si } j = 1, 2, \dots, n \end{cases}$$

que también puede ser representada de la siguiente manera donde C_j representa la factorización de los coeficientes de la ecuación anterior.

$$VPN = C_0 X_0 + C_1 X_1 + C_2 X_2 + \dots + C_n X_n = \sum_{j=0}^n C_j X_j$$

De acuerdo con estas ecuaciones es obvio que el valor presente neto en lugar de ser una constante, es una variable aleatoria. Por consiguiente, para propósitos de evaluación de un proyecto, el procedimiento usual es determinar la media y la varianza del valor presente. Puesto que el valor esperado de una suma de variables aleatorias es dado por la suma de valores esperados de cada variable, entonces el valor esperado del valor presente será dado por:

$$E(VPN) = \sum_{j=0}^n C_j E(X_j) = \sum_{j=0}^n C_j \mu_j$$

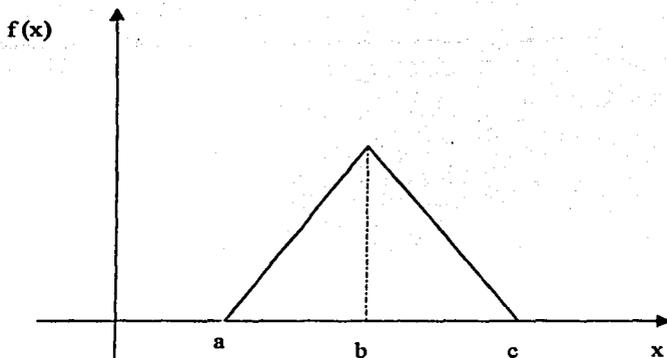
y la varianza como:

$$VAR(VPN) = \sum_{j=0}^n C_j^2 \sigma_j^2$$

b. Distribución triangular.

La distribución triangular al igual que la distribución β son ampliamente utilizadas al introducir el riesgo en proyectos de inversión y de ruta crítica. Ambas distribuciones se basan en una estimación pesimista, una optimista y en el valor más probable.

La distribución de probabilidad triangular se muestra en la figura VI.2.



VI.2. Distribución de probabilidad triangular.

El valor a representa la estimación pesimista, el valor c la estimación optimista y el valor b el valor más probable de la estimación.

Las ecuaciones que describen la distribución de probabilidad triangular son las siguientes:

$$f(x) = \begin{cases} \frac{2}{(c-a)(b-a)}(x-a) & \text{para } a \leq x \leq b \\ \frac{-2}{(c-a)(c-b)}(x-c) & \text{para } b \leq x \leq c \end{cases}$$

$$E(X) = \frac{a+c}{2}$$

$$VAR(X) = \frac{1}{24}(c-a)^2$$

Donde:

- a = Estimación pesimista
- b = Estimación más probable
- c = Estimación optimista

- $E(X)$ = Esperanza del evento
 $VAR(X)$ = Varianza del evento
 $f(x)$ = Probabilidad del valor x

c. Análisis de riesgo del proyecto.

El análisis de riesgo del proyecto de acarreo puede ser realizado considerando los flujos de caja como una variable aleatoria. El costo de operación depende del desempeño del equipo según sus condiciones de trabajo. estas pueden corresponder a una distribución de probabilidad triangular donde se pueden presentar 3 casos: i) excelentes. ii) promedio, y iii) severas.

La distribución de probabilidad triangular es descrita según la siguiente tabla de condiciones de trabajo (Hustrulid, 1982).

Tabla VI.10. Eficiencia de un camión bajo distintas condiciones de trabajo.

Condiciones de trabajo	Tiempo de operación (min/h)	Eficiencia (%)
excelentes	55	92
promedio	50	83
severas	45	75

La función de probabilidad triangular para el análisis de riesgo del sistema de acarreo puede representarse con la siguiente figura:

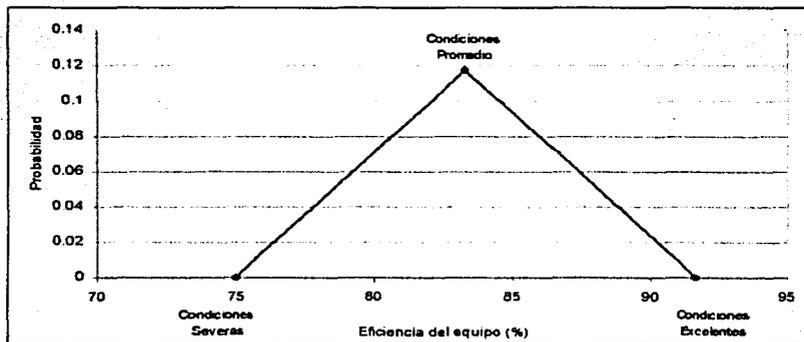


Figura VI.3. Distribución de probabilidad triangular.

Sustituyendo en las expresiones anteriores $a = 92$; $c = 75$ y $b = 83$ se tienen los siguientes resultados:

$$E(X) = \frac{92 + 75}{2}$$

$$E(X) = 83.5$$

$$VAR(X) = \frac{1}{24} (92 - 75)^2$$

$$VAR(X) = 12.04$$

A los flujos de caja para cada equipo se les puede asignar un valor dependiendo de la eficiencia del sistema.

La eficiencia del sistema está relacionada con las condiciones de operación, en los cálculos de las secciones anteriores se han considerado los costos bajo el escenario de condiciones de operación promedio. En esta sección se analizarán las otras dos posibilidades.

Para el escenario de condiciones de operación promedio se tiene una eficiencia del 83%, para el escenario severo 75% y para el escenario de condiciones excelentes 92%.

Los costos para el escenario promedio son C_{pr} , para el escenario severo son C_{se} , y para el escenario de condiciones excelentes es C_{ex} . Los costos de cada escenario se pueden expresar como una proporción de cada uno de ellos. Si se conoce C_{pr} , es posible calcular los otros costos.

$$83C_{pr} = 75C_{se} = 92C_{ex}$$

$$C_{se} = \frac{83}{75} C_{pr}$$

$$C_{ex} = \frac{83}{92} C_{pr}$$

$$C'_{ce} = 1.106C'_{pe}$$

$$C'_{ex} = 0.902C'_{pe}$$

Con estas relaciones es posible calcular los costos bajo escenarios pesimista y optimista. A continuación se calculan los flujos de caja para cada una de las alternativas dependiendo de tres posibilidades de eficiencia del sistema.

Camión convencional

Tabla VI.11. Flujo de caja para distintos escenarios de operación del camión convencional.

Año	Flujo de caja según condiciones de trabajo		
	Excelentes (\$)	Promedio (\$)	Severas (\$)
0	-43,566.60	-48,300.00	-53,419.80
1	-93,762.90	-103,950.00	-115,072.65
2	-93,762.90	-103,950.00	-115,072.65
3	-93,762.90	-103,950.00	-115,072.65
4	-93,762.90	-103,950.00	-115,072.65
5	-93,762.90	-103,950.00	-115,072.65
6	-93,762.90	-103,950.00	-115,072.65
7	-93,762.90	-103,950.00	-115,072.65

Locomotoras

Tabla VI.12. Flujo de caja para distintos escenarios de operación de la locomotora.

Año	Flujo de caja según condiciones de trabajo		
	Excelentes (\$)	Promedio (\$)	Severas (\$)
0	-154,693.00	-171,500.00	-189,679.00
1	-73,873.80	-81,900.00	-90,581.40
2	-73,873.80	-81,900.00	-90,581.40
3	-73,873.80	-81,900.00	-90,581.40
4	-73,873.80	-81,900.00	-90,581.40
5	-73,873.80	-81,900.00	-90,581.40
6	-73,873.80	-81,900.00	-90,581.40
7	-73,873.80	-81,900.00	-90,581.40

Las diferencias de costo entre las alternativas se muestran en las siguientes tablas.

Tabla VI.13. Diferencia de flujo de caja para distintos escenarios de operación del camión y locomotora.

Año	Diferencias de flujo de caja		
	Excelentes (\$)	Promedio (\$)	Severas (\$)
0	101,273.20	123,200.00	146,112.40
1	-19,889.10	-22,050.00	-24,491.25
2	-19,889.10	-22,050.00	-24,491.25
3	-19,889.10	-22,050.00	-24,491.25
4	-19,889.10	-22,050.00	-24,491.25
5	-19,889.10	-22,050.00	-24,491.25
6	-19,889.10	-22,050.00	-24,491.25
7	-19,889.10	-22,050.00	-24,491.25

Las diferencias de costo entre las alternativas en valor presente

Tabla VI.14. Valor presente de la diferencia de flujo de caja para distintos escenarios de operación del camión y locomotora en valor presente.

Año	Diferencias de flujo de caja		
	Excelentes (\$)	Promedio (\$)	Severas (\$)
0	101,273.20	123,200.00	146,112.40
1	-17,758.13	-19,687.50	-21,867.19
2	-15,855.47	-17,578.13	-19,524.27
3	-14,156.67	-15,694.75	-17,432.39
4	-12,639.88	-14,013.17	-15,564.63
5	-11,285.61	-12,511.76	-13,896.99
6	-10,076.44	-11,171.22	-12,408.03
7	-8,996.82	-9,974.30	-11,078.60
	10,504.19	22,569.17	34,340.30

De la tabla anterior es posible calcular la esperanza y la desviación del costo en valor presente utilizando las siguientes expresiones:

$$E(X) = \frac{a+c}{2}$$

$$VAR(X) = \frac{1}{24} (c-a)^2$$

Tabla VI.15. Valor presente esperado de la diferencia de flujo de caja.

Año	E(VPN)	VAR(VPN)
	(\$)	(\$)
0	123,692.80	83,773,077.36
1	-19,812.66	703,516.44
2	-17,689.87	560,839.00
3	-15,794.53	447,097.42
4	-14,102.26	356,423.32
5	-12,591.30	284,138.49
6	-11,242.23	226,513.47
7	-10,037.71	180,575.15
	22,422.24	86,532,180.65

La desviación estándar es

$$\sigma = \sqrt{VAR(VPN)}$$

$$\sigma = \sqrt{86,532,180.65}$$

$$\sigma = \$ 9,302.26$$

El criterio que se ha manejado en la evaluación es el signo del valor presente del flujo de caja de las diferencias de costos de operación del sistema utilizando camión convencional y locomotora. El signo del valor presente de las diferencias de flujo de caja de las alternativas ha sido positivo y la elección baja este criterio es el camión convencional. El objetivo del análisis de riesgo es determinar la probabilidad de que cambien los parámetros de la evaluación y con esto que cambie la decisión de la evaluación. La probabilidad de que el signo de la estimación siga siendo positiva es.

$$P(z) = P\left(\frac{x \pm \mu}{\sigma}\right)$$

$$P(z > 0) = P\left(z > \frac{0 + \mu}{\sigma}\right)$$

$$P(VPN > 0) = P\left(z > \frac{0 + 22,422.24}{9,302.26}\right)$$

$$P(VPN > 0) = P(z > 2.41)$$

De las tablas de la distribución normal para un valor de $z = 2.41$ la probabilidad es de 0.992, que la probabilidad de que los flujos de caja no cambien es de 99.2%, por lo tanto la opción más atractiva es el uso del camión convencional en el sistema de acarreo.

3. Conclusiones.

La evaluación financiera muestra que la opción más rentable es el uso de camión convencional en la ruta de acarreo TR12-Patio. El análisis de sensibilidad y de riesgo muestran los siguientes resultados:

- Si la tasa de interés disminuye más del 50%, la elección del equipo de acarreo cambiaría a la locomotora.
- Si la diferencia de flujo de caja de los costos operativos se incrementa, esto es posible si aumentan los costos del camión convencional o si disminuyen los costos de la locomotora, en un 22.5%, la elección cambiaría a la locomotora.
- Si los periodos de evaluación se incrementan a más de 9 años, la elección cambiaría a la locomotora.
- El efecto combinado de las variaciones en las diferencias de flujo de caja y en los periodos de evaluación traen como resultado; que para un incremento en las diferencias de flujo de caja del 10% y un incremento en los periodos de evaluación a 9 años, la elección del equipo cambie a la locomotora esto también ocurre si se incrementa el flujo de caja 20% y aumentan los periodos de evaluación a 8 años.
- El análisis de riesgo muestra que la opción más rentable es la elección del camión convencional en el arco *TR12-Patio* con una probabilidad del 99.2%.

CAPÍTULO VII. DESCRIPCIÓN DEL SISTEMA DE BENEFICIO.

A. Trituración.

Debido a que la mayoría de los minerales están finamente diseminados e íntimamente asociados con la ganga, deben ser liberados antes de que se lleve a cabo la concentración. Esto se logra a través de la conminución, en la que el tamaño de la partícula del mineral es progresivamente reducida hasta que las partículas del mineral se puedan separar por los métodos de concentración como son la flotación, medio pesado, separación gravimétrica y otros. La conminución inicia con la explotación del mineral en el interior de la mina, los explosivos se usan para tumbar el mineral de su estado natural, la voladura puede tomarse como la primera etapa en la conminución.

La conminución dentro de la planta de beneficio, se lleva a cabo como una secuencia del proceso de trituración y molienda. La trituración reduce el tamaño de la partícula, y es realizada por compresión del mineral contra superficies rígidas. Esto contrasta con la molienda la cual es ejecutada por la abrasión y el impacto del mineral contra superficies rígidas que están en movimiento. La trituración es generalmente un proceso seco, y se realiza en varias etapas, con pequeñas relaciones de reducción, de 3 a 6 en cada etapa. La relación de reducción se define como la relación de tamaño máximo de partícula entre el tamaño máximo de partícula que libera la quebradora, aunque otras definiciones se usan.

La molienda se realiza en un medio húmedo proporcionando una pulpa al proceso de concentración, aunque existen molindas en medio seco pero que tienen aplicaciones limitadas.

1. Descripción de la etapa de trituración en *La Guitarra*.

En el área de trituración se cuenta con una tolva de gruesos con capacidad de 100 toneladas, que entrega la carga por un alimentador vibratorio, fabricado en la unidad, a la quebradora primaria marca *Pettibone* del tipo de quijada de 25.4 x 61.0 cm (10 x 24 pulgadas). El tamaño del mineral alimentado tiene como máximo 20.0 cm (8 pulgadas), y dando como producto un tamaño de partícula de menos de 6.4 cm (2.5 pulgadas).

La descarga de la quebradora primaria es conducida por la banda transportadora *No. 1*, con un ancho de 61.0 cm (24 pulgadas), hasta una criba horizontal de dos camas marca *Petimex* de 4' x 10' 1.2 x 3.0 m (4 x 10 pies), la cama superior tiene una malla de hule *Skaga* del tipo *panel cord* con aberturas cuadradas de 2.5 cm (1 pulgada). La cama inferior es de hule tipo *C No. 240* de *Dure-x-kleen*, con orificios cuadrados de 0.9 cm (3/8 de pulgada) con la cualidad de ser muy flexible, con el fin de mantenerla limpia, aún con las condiciones más severas de humedad en el mineral. La descarga inferior de esta malla es conducida por la banda transportadora *No. 4* hasta la tolva de finos

La carga rechazada por la criba es conducida por la banda transportadora *No. 2*, donde está instalado un electroimán *Eriez*, hasta una quebradora secundaria, marca *Helser*, tipo *Symons* de 91 cm (3 pies) de diámetro, cabeza corta. La abertura de la descarga de esta quebradora esta ajustada a 0.9 cm (3/8 de pulgada). El producto obtenido se recirculara por la banda *No. 3* hasta la banda *No. 1*. De esta forma siempre se tendrá el producto con las características adecuadas para alimentar los molinos. La figura VII.1 muestra el diagrama de trituración en el proceso de beneficio en *La Guitarra*.

2. Descripción de algunos parámetros de operación en la sección de trituración.

Algunos parámetros de operación de la sección de trituración son los siguientes (Reporte de operaciones, 1999):

Tabla VII.1. Capacidad y tiempo de operación de la sección de trituración.

Área	Capacidad (t/h)	Tiempo de operación (h)
Primaria	15.35	17.89
Secundaria	15.35	17.89

Tabla VII.2. Distribución del tiempo de operación en la sección de trituración.

Distribución del tiempo de operación	Porcentaje (%)
Tiempo de operación efectiva	60.6
Misceláneos	15.8
Mantenimiento correctivo	14.1
Mantenimiento preventivo	6.7
Falta de energía eléctrica	2.2
Falta de mineral grueso	0.6

Tabla VII.3. Consumo de energía eléctrica en la sección de trituración.

Consumo de Energía (kWh/mes)	Costo de Energía (\$/mes)
46,641	6,996

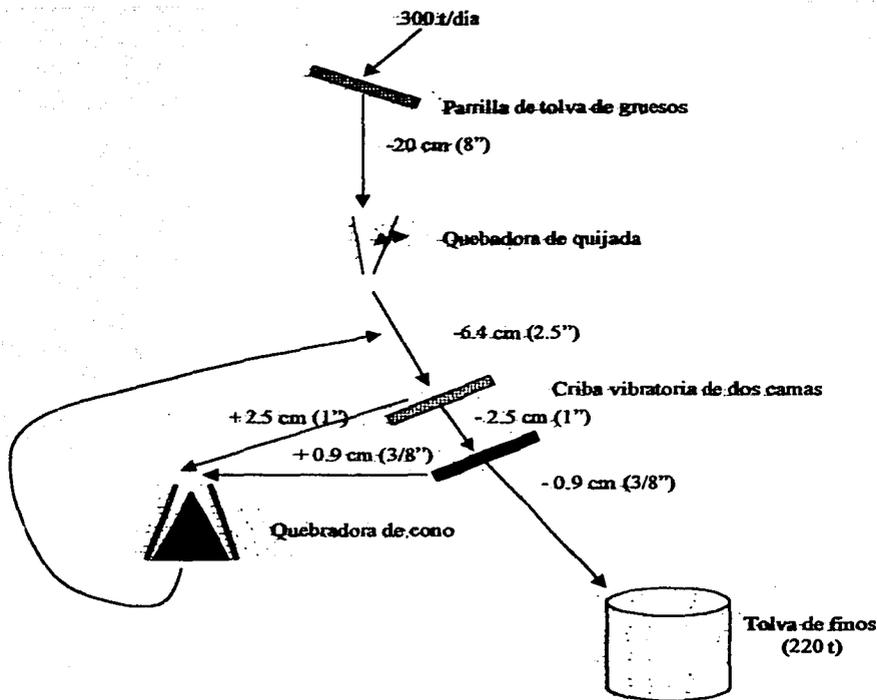


Figura VII.1. Diagrama del proceso de trituración en La Guitarra.

B. Molienda.

La molienda es la última etapa del proceso de cominución, en ésta las partículas se reducen por una combinación de impacto y abrasión, en un medio húmedo o seco. Esta operación se ejecuta en cilindros de acero que contienen una carga, llamada medio de molienda, que se mueve libremente dentro del molino junto con las partículas. El medio de molienda puede ser barras, bolas de acero, porcelana y en ocasiones es el mismo mineral. El objetivo es reducir las partículas al tamaño de liberación del mineral.

El proceso de moliendo es una etapa crítica, ya que de esta dependerá en gran medida el desempeño del proceso de concentración del mineral. Si el mineral no alcanza su tamaño de liberación, la recuperación de este no será exitosa, y la molienda se sobrepasa, entonces los costos en esta etapa se incrementarán. Se ha estimado que el 50 % de la energía de los molinos se usa en la conminución.

1. Molienda en la operación de *La Guitarra*.

Para la adecuada flotación de los minerales es necesario separar la ganga o mineral estéril del sulfuro, para poder realizar esto es necesario liberar las partículas de mineral. Este trabajo se realiza en los molinos. El mineral finamente triturado a un tamaño menor a 0.9 cm (3/8 de pulgada) es alimentado de las tolvas de finos a los molinos, por medio de una banda transportadora, donde se registra el peso que se alimenta a los molinos y la velocidad con que se realiza, para esto se cuenta con un pesómetro.

La operación de molienda se lleva a cabo con dos molinos uno de 2.4 x 1.8 m (8 x 6 pies) y otro de 1.5 x 2.7 (5 x 9 pies), la capacidad de cada uno es de 7.9 t/h y 4.6 t/h, respectivamente

Al mineral alimentado se adiciona agua hasta lograr una pulpa con el 80% de sólidos, una vez que esta pulpa pasa por el molino se descarga en un cajón, donde se le adiciona más agua para poder alimentar a los hidrociclones una pulpa con el 50% de sólidos; estos son equipos que se diseñaron para clasificar el mineral por tamaños utilizando la fuerza de una bomba para dar velocidad a las partículas y generar dos corrientes dentro del ciclón.

El mineral más grueso es retorna al molino en una pulpa de 85% de sólidos y el más fino es alimentado a flotación en una pulpa 28% de sólidos. Asimismo dentro del proceso de reducir el tamaño de las partículas minerales se preparan para el proceso de flotación adicionando dos de los reactivos desde la molienda. El primero es el Aerofloat 31 que funciona como promotor y prepara las partículas de mineral para el colector, que es el xantato amilico de potasio; para que cumpla con la tarea de adherir los sulfuros a las burbujas de aire en el siguiente paso del beneficio del mineral.

2. Parámetros de operación en la sección de molienda.

Algunos parámetros del área de molienda son los siguientes (Reporte de operaciones, 1999):

Tabla VII.4. Consumo de bola y energía en la sección de molienda.

Consumo de bola y energía			
Bola (kg/t)	Energía (kWh/t)	Costo bola (US \$/t)	Costo energía (US \$/t)
1.59	139.121 00	0.61	0.31

Tabla VII.5. Distribución del tiempo de operación en la sección de molienda.

Distribución del tiempo de operación	Porcentaje (%)
Tiempo de operación efectiva	86.4
Misceláneos	1.7
Mantenimiento preventivo	2.9
Mantenimiento correctivo	4.0
Falta de mineral grueso	3.4
Falta de energía eléctrica	1.8
Falta de agua	1.5

Tabla VII.6. Disponibilidad y utilización de los molinos.

Equipo	Disponibilidad (%)	Utilización (%)
Molino 8 x 6	93.75	87.30
Molino 5 x 9	94.62	79.50

C. Flotación.

La flotación es indudablemente la más importante y versátil técnica de procesamiento de minerales. Originalmente patentada en 1906, la flotación ha permitido beneficiar minerales de leyes marginales, y de características metalúrgicas distintas.

La flotación es un proceso selectivo y puede utilizarse para alcanzar una separación específica de minerales complejos, con distintos metales, como son plomo-zinc, cobre-zinc. Esta técnica en principio se desarrolló para procesar sulfuros de cobre, plomo y zinc, pero se ha extendido hasta los óxidos, por ejemplo la hematita, casiterita, malaquita, cerusita y minerales no metálicos como la fluorita, fosfatos y carbón.

1. Descripción del proceso de flotación en *La Guitarra*.

En la etapa de molienda se reduce el tamaño de las partículas para que sean liberados los sulfuros del mineral estéril, y también se adiciona promotor con el fin de preparar la superficie de las partículas minerales liberadas para que el colector cumpla su función. El mineral finamente molido y acondicionado con los reactivos, es entonces alimentado a un banco de cuatro celdas de flotación tipo *Denver DR-30*, con capacidad de 2.8 m³ (100 pies³) cada una. El concentrado de las dos primeras celdas va como producto final directamente, el concentrado de las celdas 3 y 4 va a las celdas de limpieza, que son dos celdas *Denver Sub A 18SP* con capacidad de 0.6 m³ (24 pies³). El concentrado de estas

celdas se conduce junto con el concentrado de las dos celdas primarias a un tanque espesador. Las colas de las celdas primarias pasan a dos celdas *DR-30* agotativas, donde se obtiene un concentrado que se une con las colas de las limpiadoras que son recirculadas a las celdas primarias junto con la alimentación fresca de molinos. La figura VII.2 muestra un diagrama del sistema de flotación del mineral de *La Guitarra*.

Los reactivos utilizados son los siguientes. en primer lugar se tiene el *Xantato amílico de potasio, X-350*, es el xantato más poderoso y el menos selectivo. Se alimenta en solución al 5%, y su consumo es de 150 gramos por tonelada. Además se utiliza como promotor el *Aerofloat 31*, que es una mezcla de ácido cresílico y ditiofosfato de sodio que tiene propiedades espumantes. La dosificación usual es de 60 gramos por tonelada. Para estabilizar la espuma de la flotación se utiliza el espumante *CC-1065* polipropilén glicol. Este reactivo es muy poderoso, por lo que la dosificación usual es de 20 gramos por tonelada.

Tabla VII.7. Consumo de reactivos del proceso de flotación.

Xantato (kg/t)	Aeroflat 31 (kg/t)	CC1065 (kg/t)	Teuton 300 (kg/t)	CQT-900 (kg/t)	SODA ASH (kg/t)
0.105	0.06	0.047	0.004	0.005	0.037

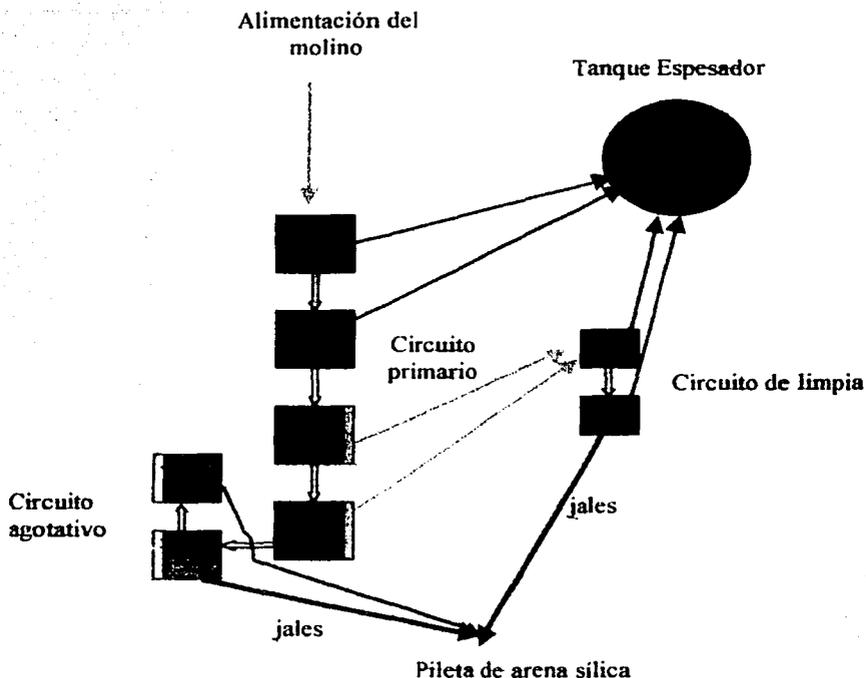
A continuación se presenta el balance metalúrgico de la operación de la planta de beneficio de *La Guitarra* y otros parámetros relacionados.

Tabla VII.8. Balance metalúrgico.

Producto	Peso		Leyes		Contenidos		Recuperación	
	(t)	(%)	Ag (g/t)	Au (g/t)	Ag (kg)	Au (kg)	Ag (%)	Au (%)
Cabeza	8,500.00	100.00	300.00	3.00	2,550.00	25.50	100.00	100.00
Concentrado	354.17	4.17	6,120.00	65.28	2,167.50	21.68	85.00	85.00
Colas	8,145.83	95.83	46.96	0.47	382.50	3.83	15.00	15.00

Tabla VII.9. Parámetros de operación de la sección de flotación

Relación de concentración	24.00
% de humedad	4.07
% a -200 mallas	48.90
% a -3/8"	79.20



VII.2. Diagrama de proceso del sistema de flotación del mineral de La Guitarra.

2. Deposición de jales.

Los jales son el residuo de la planta de beneficio donde se procesaron por flotación los sulfuros minerales con valores de oro y plata. Las piletas de arena sílica (presa de jales) se encuentran ubicadas a 500 m de la planta de beneficio, donde se deposita la pulpa agotada de valores que sale del proceso de flotación.

Los jales de flotación se envían con una bomba *Ash S&ME* de sello seco, que funciona a 2600 rpm y un motor de 40 HP. Esta bomba transporta 240 galones por minuto

con un contenido de sólidos del 25%, la tubería que se utiliza es de polipropileno de alta densidad, con un diámetro nominal de 10 cm (4 pulgadas).

La distribución de la corona de la presa se realiza por espigoteo, esto es, se tiene una línea de conducción a todo lo largo del perímetro de la corona, con descargas separadas cada una 10 m y reducciones concéntricas de 5 cm (2 pulgadas). De esta manera la pulpa sedimenta los gruesos cerca del borde de la presa y el material más fino se deposita en el centro de la pileta.

Se contaba con tres piletas de arena sílica, pero las necesidades de operación las han transformado en una sola. En la presa de arena sílica se han colocado varios chinos en puntos estratégicos y conectados a una red de captación de agua, con el único objetivo de recuperar agua del proceso.

CAPÍTULO VIII. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

A. Conclusiones.

La zona minera de *La Guitarra* se encuentra al surponiente del Estado de México, y al noroeste de la Villa de Temascaltepec. Esta zona minera es conocida desde 1555. La mineralización de las vetas es típica de los yacimientos epitermales argentíferos. En la zona superior de oxidación se encuentran oro y plata nativos, pirita aurífera, pirargirita, proustita y limonita en matriz de cuarzo y feldespatos; en la zona inferior de la zona de oxidación o de enriquecimiento secundario, existe la argentita los sulfo-antimoniuros y sulfo-arseniuros de plata, galena argentífera, y pequeñas cantidades de esfalerita y calcopirita, y la zona inferior, o sea la de los sulfuros primarios, contiene algo de argentita y mayor abundancia de pirita y galena. Esta zona, de escasos valores, por lo general no es económicamente explotable.

La veta *La Guitarra* tiene una potencia de hasta 15 m. El origen de este yacimiento se debe a la separación del cuarzo del magma granítico que penetró en una gran fractura formada por esfuerzos de tensión. Los cuerpos mineralizados se presentan en forma de clavos irregulares a lo largo de vetas de cuarzo. Sus dimensiones varían a lo largo de 11 a 76 m y de manera vertical de 9 a 140 m, el ancho promedio de los clavos es de 1.70 m.

El yacimiento mineral forma franjas mineralizadas, estas franjas tienen anchos variables, y pueden contener zonas de alta ley (clavos) o de baja ley (caballos). Cada franja tiene un eje de leyes máximas a partir del cual las leyes del elemento correspondiente disminuyen hacia ambos lados alejándose del eje.

A partir de la evaluación geoestadística del yacimiento se llegaron a las siguientes conclusiones relacionadas con la distribución de valores metálicos en el yacimiento.

- El modelo geoestadístico del yacimiento de *La Guitarra* se ajustó a las siguientes semivariogramas

i) Semivariograma de ley de oro:

$$\gamma(h) = 15.34 + 1.07h - \frac{h^3}{8,920.59}$$

ii) Semivariograma de ley de plata:

$$\gamma(h) = 70,135.84 + 3,494.04h - \frac{h^3}{3.32}$$

iii) Semivariograma del logaritmo de la ley de oro:

$$\gamma(h) = 1.01 + \frac{h}{400} - \frac{h^3}{17,280,000}$$

iv) Semivariograma del logaritmo de la ley de plata:

$$\gamma(h) = 0.99 + \frac{h}{416.67} - \frac{h^3}{28,125,000}$$

- La distribución de los valores metálicos responde al zoneamiento propio de los yacimientos hidrotermales, donde existe una disminución de la ley de plata al aumentar en la profundidad.
- El extremo al NW del yacimiento en las coordenadas 2300 y 2600 tiene altas posibilidades de convertirse en una zona de explotación de mineral de baja ley, ya que las leyes que se muestran en el modelo oscilan desde 1.0 a 1.5 g/t para el oro y 150 a 250 g/t para la plata.
- El extremo SE, muestra las leyes más atractivas, pero con una área pequeña en sentido horizontal. Hacia la vertical muestra continuidad por debajo de la elevación 2000 m.
- En la parte central por debajo de la elevación de 2200 m, el panorama es adverso, ya que el modelo indica una extensa zona estéril, que se extiende desde el panel 1400 hasta el panel 2200. Las leyes en esta zona oscilan desde 0.0 a 1.0 g/t de oro y 0 a 70 g/t de plata.
- Si la ley mínima de corte es 0.28 ozt/t de Au equivalente, la distribución de valores en el yacimiento es la siguiente: el 42% está por debajo de 0.28 ozt/t de Au equivalente, y esta parte del yacimiento es denominada tepetate, y el 58% restante constituye el mineral. Si el total de reservas explotables es de 940,085 toneladas y si la mina tiene una producción de 108,000 t/año la vida del yacimiento es de 8.7 años.

La producción en la unidad *La Guitarra* es de 300 t/día con 3.0 g/t de Au y 300 g/t de Ag, el sistema de explotación empleado es el de corte y relleno con tepetate. Las obras de preparación son rampa de servicios, cruceros acceso de la rampa al rebaje, contrapozo metalero, cruceros al contrapozo metalero y contrapozos de ventilación. Estas obras son coladas al bajo porque existe la posibilidad de ramales mineralizados al alto del cuerpo mineral.

El equipo utilizado para el tumbado de mineral es la máquina de pierna neumática (jackleg), el diámetro de la barrenación es de 3.8 cm y con una longitud de 2.4 m. La plantilla de barrenación es variable dependiendo de las condiciones de los rebajes y pueden

ser rectangulares, cuadradas y tresbolillo, con bordos que van de 0.7 m a 1.0 m y espaciamientos de 0.8 m a 1.1 m.

El proceso de beneficio utilizado en *La Guitarra* es flotación de sulfuros. En la unidad se procesan 8500 t/mes de mineral y se obtienen 354.17 t de concentrado con leyes de 6,120 g/t de plata y 65.28 g/t de oro.

Las técnicas de optimación se han desarrollado desde hace mucho tiempo, pero con la comercialización a gran escala de la computadora personal estas técnicas se han vuelto muy populares, y son herramientas poderosas donde es posible comparar una gran cantidad de alternativas en la solución de un problema. En el campo de la minería se han desarrollado más lentamente que en otros campos, por ejemplo en la ingeniería civil estos métodos son utilizados comúnmente. En la minería pueden aplicarse en la optimación de la producción, en la planta de beneficio en la determinación de los parámetros más favorables en la concentración de minerales.

El transporte del mineral se realiza con cargadores frontales, camiones de bajo perfil y camión convencional, existen diversas rutas desde el lugar de tumba de mineral hasta la planta de beneficio, en este trabajo se intenta encontrar los parámetros óptimos del sistema de transporte de mineral utilizando modelos de transporte a costo mínimo que utilizan programación lineal.

El modelo de transporte a costo mínimo se utilizó primero para optimizar la operación actual, sin considerar otras rutas u equipos. La optimación de este modelo mejora el costo de acarreo en 7.2 %, lo que no representa un ahorro impactante, por lo tanto se generaron algunas alternativas que incluyen obras y equipo adicional al sistema. Dentro del equipo se consideran una locomotora o un camión convencional de volteo, y las obras propuestas son el avance del nivel principal de acarreo, un contrapozo robbins, y un contrapozo convencional para comunicar el c/p 1874 con el nivel principal. Con el sistema modificado el costo podría disminuir hasta en un 32.7% utilizando locomotora y un 20.8% con el camión convencional.

En el estudio financiero se utilizó el método del valor presente para comparar las alternativas de camión de volteo o locomotora en la ruta de acarreo propuesta, y muestra que la opción más económica es el uso del camión convencional. El análisis de sensibilidad y de riesgo indican lo siguiente:

- Si la tasa de interés disminuye más del 50%, la elección del equipo de acarreo cambiaría a la locomotora.
- Si la diferencia de flujo de caja de los costos operativos se incrementa, esto es posible si aumentan los costos del camión convencional o si disminuyen los costos de la locomotora, en un 22.5%, la elección cambiaría a la locomotora.
- Si los periodos de evaluación se incrementan a más de 9 años, la elección cambiaría a la locomotora.
- El efecto combinado de las variaciones en las diferencias de flujo de caja y en los periodos de evaluación traen como resultado; que para un incremento en las diferencias de flujo de caja del 10% y un incremento en los periodos de evaluación a 9 años, la elección del equipo cambie a la locomotora esto también

ocurre si se incrementa el flujo de caja 20% y aumentan los periodos de evaluación a 8 años.

- El análisis de riesgo muestra que la opción más rentable es la elección del camión convencional en el arco *TR12-Patio* con una probabilidad de 99.2%.

B. Recomendaciones.

La explotación del yacimiento *La Guitarra* se ha hecho en la región superficial del cuerpo, donde existen importantes concentraciones de oro y plata que han conocidas desde la época de la Colonia. La evaluación geoestadística del yacimiento muestra una disminución de valores de plata al incrementar la profundidad, y el oro es más constante, de esto debe pensarse en buscar bloques con valores de oro y plata elevados en la región sureste del cuerpo, ya que en la región noroeste es difícil encontrar un clavo con estas características, o en su defecto pensar en una ampliación de la operación, con el objetivo de cumplir con los parámetros de desempeño presupuestados.

La falta de planeación de las operaciones provoca variaciones pronunciadas en las leyes alimentadas en la planta de beneficio, y falta de mineral, ocasionado que no se cumplan con las metas de producción de la empresa

En este trabajo se aborda el problema del suministro de carga a la planta de beneficio planteando un modelo de optimación del transporte de mineral con el objetivo de determinar algunos parámetros de operación. Estos parámetros son llamados en el modelo de optimación variables de decisión, las cuales son la carga a producir de cada uno de los rebajes y la cantidad de mineral que debería pasar por cada ruta de acarreo. El modelo de acarreo a costo mínimo se resolvió utilizando una herramienta de software llamada Solver que se incluye en Excel.

En la minería pueden aplicarse las técnicas de optimación en el cálculo de parámetros de producción y en la planta de beneficio en la determinación de los valores de las variables que afectan la concentración de minerales. Es posible que esta herramienta sea utilizada en forma común en las actividades de planeación de las operaciones mineras.

El sistema de acarreo actual puede mejorar el costo en un 7% explotando los rebajes de la siguiente con la siguiente tasa de producción

Tabla VIII.1. Mineral a producir en el sistema actual.

Rebajes	Producción (t/día)
Reb-2510	125
Reb-1970	40
Reb-1860	75
Reb-1655	56
Reb-1244	54

Esto unido al transporte de distintas cantidades de mineral por las siguientes rutas:

Tabla VIII.2. Flujo de mineral en cada una de las rutas.

Origen	Destino	Carga a Mover (Udía)
Reb1244	Patio	54
Reb-2510	c/p 2496	125
Reb-1970	c/p 1963	40
Reb-1860	c/p 1874	75
Reb-1855	c/p1640	56
c/p 2496	TR-6	125
TR-6	c/p 1640	0
TR-6	c/p 1874	125
c/p 1963	c/p 1640	40
c/p 1963	c/p 1874	0
c/p 1640	TR-1	0
c/p 1640	TR-3	96
c/p 1874	TR-1	0
c/p 1874	TR-3	200
TR-1	PATIO	0
TR-3	PATIO	296
c/p 2496	Patio "La Cruz"	0
Patio "La Cruz"	PATIO	0

Del estudio de optimación fue posible plantear obras y equipos alternativos de transporte para disminuir el costo del sistema. En la evaluación financiera se determino que la alternativa más rentable es el uso de camión convencional habilitando la ruta *TR12-Patio* y ampliando la rampa 1280 para que también pueda circular este equipo por la ruta *Reb.1244-Patio*.

El uso del camión en estas rutas ocasionaría que el costo del sistema de acarreo disminuyera en 20.8% explotando las siguientes cantidades de mineral:

Tabla VIII.3. Mineral a explotar de los rebajes si se utiliza camión convencional y si se habilita la ruta TR12-Patio

Rebajes	Producción (Udía)
Reb-2510	125
Reb-1970	40
Reb-1860	75
Reb-1855	36
Reb-1244	74

Además se debería acarrear el mineral en las siguientes rutas y cantidades:

Tabla VIII.4. Flujo de mineral en cada una de las rutas si se utiliza el camión convencional en la ruta TR12-Patio

Origen	Destino	Carga a Mover (t)
Reb1244	Patio	74
Reb-2510	c/p 2496	125
Reb-1970	c/p 1963	40
Reb-1860	c/p 1874	0
Reb-1860	TR-12	75
Reb-1655	c/p1640	36
c/p 2496	TR-6	125
TR-6	c/p 1640	0
TR-6	c/p 1874	0
TR-6	TR-12	125
c/p 1963	c/p 1640	0
c/p 1963	c/p 1874	0
c/p 1963	TR12	40
c/p 1640	TR-1	0
c/p 1640	TR-3	36
c/p 1874	TR-1	0
c/p 1874	TR-3	0
TR12	PATIO	240
TR-1	PATIO	0
TR-3	PATIO	36
c/p 2496	Patio "La Cruz"	0
Patio "La Cruz"	PATIO	0

También se evaluó el uso de locomotora en la ruta TR12-Patio pero sólo era más rentable que el camión si los costos operativos del camión se incrementaban en un 22.5% o si los periodos de evaluación se incrementaban a 9 años.

BIBLIOGRAFÍA.

1. AHUJA, Ravindra K. (1993). Network flows. Prentice Hall, New Jersey.
2. ANNELS, Alwyn E. (1991). Mineral Deposit Evaluation: a practical approach. Chapman and Hall, Inglaterra.
3. ARAUJO Moncada, Juan José. (1992). Diseño de instalaciones mineras. Departamento de Ingeniería Civil y Minas, Universidad de Sonora, México.
4. BARSHAK, Stephen (1997). Earth Structure: an introduction to structural geology and tectonics. McGraw-Hill, Estados Unidos de América.
5. BLANK, L.T. & TARQUIN, A.J (1991). Ingeniería Económica. McGrawHill. Bogotá, Colombia.
6. BOND, F.C. (1952). The third theory of comminution, AIME, Estados Unidos de Norteamérica.
7. BONINI, Charles, HAUSMAN, Warren y BIERMAN, Harold. (1997). Quantitative Analysis for Management. McGraw-Hill, Estados Unidos de Norteamérica.
8. BOYER, Kennedeth D. (1997). Principles of transportation economics. Addison-Wiley. Estados Unidos de Norteamérica.
9. BRADY, B. H. (1985). Rock mechanics for underground mining. Gerge Allen & Unwin. Australia.
10. COSS Bu, Raúl (2000). Análisis y evaluación de proyectos de inversión. Limusa, México D.F.
11. CUMMINS, A.B. & GIVEN, I.A. (1973). Mining Engineers Handbook. AIME, Estados Unidos de Norteamérica.
12. GENTRY, D.W. & O'NEIL, T.J. (1984). Mine Investment Analysis. AIME, Estados Unidos de Norteamérica.
13. HILLIER, S. Frederick, HILLIER, Mark S. y LIEBERMAN, Gerald J. (2000). Introduction to management science: A modeling and case studies approach with spreadsheets. Irwin McGraw-Hill, Estados Unidos de Norteamérica.
14. HOECHST Aktiengesellschaft. (1977). Reactivos para flotación. Frankfurt, Alemania.
15. HORNER, Johannes. (1998). Report on the Structural Geology of the La Guitarra and San Martín Minind areas and Tayoltita and Santa Rita Mines. Geologic Consulting for Reconnaissance Geology and Structural Control of Mineralización, Salzburg, Austria.
16. HISTRULID, W.A. (1982). Underground Mining Methods Handbook. AIME, Estados Unidos de Norteamérica.
17. JENSEN, Paul A. (1980). Network flow programing. John Wiley and Sons. Estados Unidos de Norteamérica.

18. KICK, F. (1885). Des Gesetz der Proportionalen widerstand und Seine Anwendung, Leipzig, Alemania.
19. LOPEZ Ramos, Ernesto. (1985). Geología de México. Tomo I. México.
20. MANGL, Chrisptoph (1979). Applied Network Optimization. Academic Press.
21. MARTÍNEZ Vicente, Silvio y REQUENA Rodríguez, Alberto. (1986). Simulación por Ordenador. Alianza Editorial, España.
22. McQUINSTON, F. W. and SHOEMAKER, R. S. (1978). Primary Crushing Plant Design. AIME, Estados Unidos de Norteamérica.
23. MINERA ARAUCO S.A. de C.V. (1999). Reporte de operaciones 1999. Temascaltepec, México.
24. MOSKOWITZ, Herbert y Wright, Gordon. (1979). Investigación de operaciones. Prentice-Hall Hispanoamericana, México.
25. OBREGÓN Andria, Juan José (1998). El krigeage: Apuntes de clase de Geoestadística. Facultad de Ingeniería, UNAM, México.
26. RIGGS, James L. (1984). Sistemas de producción: Planeación, Análisis y Control. Limusa, México.
27. SALAS, Guillermo P. (1980). Cartas y Provincias Metalogénicas de la República Mexicana. Consejo de Recursos Minerales, México.
28. SAPAG Chain, Nassir y Sapag Chain, Reinaldo (1989). Preparación y evaluación de proyectos. McGraw-Hill, México.
29. STAPPLES, Anne. (1994). Bonanzas y borrascas mineras: El Estado de México 1821-1876. El Colegio Mexiquense, A.C., Industrias Peñoles S.A. de C.V. México.
30. TAGGART, A.F. (1945). Handbook of Mineral Dressing. Wiley, Estados Unidos de Norteamérica.
31. UNIVERSIDAD DE GUANAJUATO (1982). Primer Seminario de Minado Subterráneo (Minas Metálicas). Guanajuato, México.
32. VON RITTINGER, P. R. (1867). Lehrbuch der Aufbereitungs Kunde. Ernest and Korn, Alemania.
33. WAGNER Mining Equipment. (1978). Technical Equipment Features and aplicacion data: Catalog 150 A. Wagner Mining Equipment Co. Estados Unidos de América.

ANEXO I. RESULTADOS DE LOS BLOQUES DE MINERAL EVALUADO

En este anexo se presentan el cálculo del tonelaje y leyes krigeadas por áreas de mineralización. Se muestran sólo a detalle el tonelaje y ley de 2 superbloques de cada una de las áreas y al final se encuentra un resumen de todos los superbloques evaluados.

A. Área SE.

SUPERBLOQUE NUMERO 1.10

DIMENSIONES DE CADA BLOQUE: 33.33 M. POR 33.33 M.

COORDENADAS (X,Y)	ANCHO PROM. (M.)	DESV	# TONELAJE (TM.)
1250.00 1916.67	.279301E+01	.508517E+00	2 .822386E+04
1283.33 1916.67	.200949E+01	.460179E+00	5 .591683E+04
1216.67 1950.00	.241735E+01	.453047E+00	3 .711775E+04
1250.00 1950.00	.233060E+01	.407125E+00	10 .686232E+04
1283.33 1950.00	.282184E+01	.364120E+00	13 .830875E+04
1216.67 1983.33	.200127E+01	.374318E+00	13 .589262E+04
1250.00 1983.33	.212550E+01	.313451E+00	15 .625843E+04
1283.33 1983.33	.281640E+01	.209410E+00	15 .829273E+04
PROMEDIOS	2.414432	.140098	8 56873.29

LEYES DEL SUPERBLOQUE: Au = 24.87 g/t Ag = 1526.00 g/t T = 56873.29 t

SUPERBLOQUE NUMERO 1.20

DIMENSIONES DE CADA BLOQUE. 33.33 M. POR 33.33 M.

COORDENADAS (X,Y)	ANCHO PROM. (M.)	DESV	# TONELAJE (TM.)
1316.67 1916.67	.215951E+01	.428433E+00	9 .635857E+04
1350.00 1916.67	.243930E+01	.430103E+00	6 .718239E+04
1383.33 1916.67	.248245E+01	.444065E+00	4 .730943E+04
1316.67 1950.00	.271688E+01	.336113E+00	15 .799970E+04
1350.00 1950.00	.225109E+01	.314445E+00	15 .662822E+04
1383.33 1950.00	.197691E+01	.315373E+00	12 .582090E+04
1316.67 1983.33	.313128E+01	.144999E+00	15 .921987E+04
1350.00 1983.33	.170444E+01	.113893E+00	15 .501863E+04
1383.33 1983.33	.159532E+01	.132645E+00	15 .469732E+04
PROMEDIOS	2.277920	.107073	9 60235.04

LEYES DEL SUPERBLOQUE: Au = 14.77 g/t Ag = 1076.32 g/t T = 60235.04

B. Área Central.

SUPERBLOQUE NUMERO 1.10

DIMENSIONES DE CADA BLOQUE: 33.33 M. POR 33.33 M.

COORDENADAS (X,Y)	ANCHO PROM. (M.)	DESV	# TONELAJE (TM.)
1516.67 2016.67	.120965E+01	.288515E+00	7
1550.00 2016.67	.123749E+01	.224149E+00	10
1583.33 2016.67	.121386E+01	.223290E+00	9
1516.67 2050.00	.125551E+01	.367542E+00	9
1550.00 2050.00	.128382E+01	.335227E+00	12
1583.33 2050.00	.128489E+01	.333273E+00	14
1516.67 2083.33	.136906E+01	.343898E+00	12
1550.00 2083.33	.136232E+01	.308092E+00	15
1583.33 2083.33	.138532E+01	.305797E+00	15
PROMEDIOS	1.289103	.102354	9 34161.22

LEYES DEL SUPERBLOQUE: Au = 0.74 g/t Ag = 52.50 g/t T = 34161.22 t

SUPERBLOQUE NUMERO 1.20

DIMENSIONES DE CADA BLOQUE: 33.33 M. POR 33.33 M.

COORDENADAS (X,Y)	ANCHO PROM. (M.)	DESV	# TONELAJE (TM.)
1616.67 2016.67	.121290E+01	.261275E+00	9
1650.00 2016.67	.127271E+01	.396764E+00	8
1683.33 2016.67	.123953E+01	.493231E+00	5
1616.67 2050.00	.128856E+01	.347668E+00	13
1650.00 2050.00	.131638E+01	.393553E+00	12
1683.33 2050.00	.130048E+01	.430609E+00	10
1616.67 2083.33	.139994E+01	.308085E+00	15
1650.00 2083.33	.135899E+01	.315326E+00	15
1683.33 2083.33	.133226E+01	.321037E+00	15
PROMEDIOS	1.302417	.123106	9 34514.05

LEYES DEL SUPERBLOQUE: Au = 0.81 g/t Ag = 83.27 g/t T = 34514.05 t

C. Área NW.

SUPERBLOQUE

1.10

DIMENSIONES DE CADA BLOQUE: 33.33 M. POR 33.33 M.

COORDENADAS (X,Y)	ANCHO PROM. (M.)	DESV	#	TONELAJE (TM.)
2216.67 2216.67	.932059E+00	.634542E+00	5	.274440E+04
2250.00 2216.67	.968911E+00	.582535E+00	7	.285291E+04
2283.33 2216.67	.941095E+00	.576517E+00	8	.277100E+04
2216.67 2250.00	.940744E+00	.383983E+00	5	.276997E+04
2250.00 2250.00	.104754E+01	.292573E+00	7	.308441E+04
2283.33 2250.00	.936958E+00	.290335E+00	9	.275882E+04
2216.67 2283.33	.110351E+01	.436897E+00	9	.324924E+04
2250.00 2283.33	.115030E+01	.386394E+00	13	.338701E+04
2283.33 2283.33	.108218E+01	.385680E+00	15	.318642E+04
PROMEDIOS	1.011478	.152373	9	26804.16

LEYES DEL SUPERBLOQUE: Au = 1.24 g/t Ag = 84.60 g/t T = 26804.16 t

SUPERBLOQUE NUMERO

1.20

DIMENSIONES DE CADA BLOQUE: 66.67 M. POR 33.33 M.

COORDENADAS (X,Y)	ANCHO PROM. (M.)	DESV	#	TONELAJE (TM.)
2233.33 2216.67	.979466E+00	.559945E+00	6	.576797E+04
2300.00 2216.67	.935210E+00	.525964E+00	9	.550735E+04
2366.67 2216.67	.995435E+00	.525920E+00	9	.586201E+04
2233.33 2250.00	.100444E+01	.289616E+00	6	.591502E+04
2300.00 2250.00	.932493E+00	.248164E+00	10	.549135E+04
2366.67 2250.00	.974023E+00	.249626E+00	10	.573591E+04
2233.33 2283.33	.113124E+01	.359646E+00	11	.666178E+04
2300.00 2283.33	.112672E+01	.341115E+00	15	.663511E+04
2366.67 2283.33	.137554E+01	.341033E+00	15	.810041E+04
PROMEDIOS	1.050508	.133174	9	55676.90

LEYES DEL SUPERBLOQUE: Au = 1.41 g/t Ag = 200.64 g/t T = 55676.90 t

Área SE

Superbloque	Tonelaje (t)	Ancho (m)	Ley	
			Au (g/t)	Ag (g/t)
1.1	56,873.3	2.4	24.9	1,526.0
1.2	60,235.0	2.3	14.8	1,076.3
1.3	38,230.3	1.4	3.1	238.6
1.4	49,901.4	1.9	12.1	879.0
1.5	49,442.6	0.9	5.2	443.0
1.6	3,450.0	1.3	1.0	97.1
1.7	43,447.0	0.6	1.7	298.6
1.8	45,344.1	1.7	2.6	222.2
1.9	40,059.0	1.5	1.0	151.7

Área Central

Superbloque	Tonelaje (t)	Ancho (m)	Ley	
			Au (g/t)	Ag (g/t)
1.1	34,161.2	1.3	0.7	52.5
1.2	34,514.1	1.3	0.8	83.3
1.3	36,595.1	0.4	1.6	151.1
1.4	26,032.0	1.1	2.6	219.0
1.5	4,092.0	1.4	3.7	347.2
1.6	33,127.0	1.4	3.9	122.4
1.7	12,209.4	1.4	3.0	142.4
1.8	53,154.4	2.0	0.4	73.4
1.9	49,965.2	1.8	4.1	181.8
2.0	38,307.0	1.4	2.0	318.7
2.1	39,735.8	1.5	3.5	417.1
2.2	44,289.6	1.7	14.2	459.9
2.3	41,199.4	1.6	2.2	50.0
2.4	84,136.7	3.2	4.6	140.1
2.5	52,776.3	2.6	8.2	215.8

Área NW

Superbloque	Tonelaje (t)	Ancho (m)	Ley	
			Au (g/t)	Ag (g/t)
1.1	26,804.0	1.0	1.2	84.6
1.2	55,676.9	1.1	1.4	200.6
1.3	41,778.6	1.6	2.9	836.7
1.4	47,658.0	1.8	4.1	475.2
1.5	20,875.0	2.4	0.9	193.4
1.6	38,877.0	1.5	0.5	65.0
1.7	63,925.7	2.4	1.7	228.6
1.8	59,058.0	2.2	1.7	348.0
1.9	57,545.8	2.2	2.9	252.5
2	56,841.6	2.1	0.9	243.5
2.1	63,925.7	2.4	1.7	228.6
2.2	59,059.0	2.2	1.7	348.0
2.3	57,545.8	2.2	2.9	252.5

ANEXO 2. CÁLCULO DE COSTOS EN EQUIPOS DE ACARREO.

El objetivo de este anexo es calcular el costo por hora de operación del equipo de acarreo para estimar el costo por ciclo en cada una de las rutas de acarreo. El cálculo se hace para un camión Elmac y un cargador frontal JCI-3M, utilizando datos del reporte de operaciones de 1999 de la unidad *La Guitarra*.

Una vez que se calcula el costo de operación por hora se multiplica por el tiempo de ciclo y es posible conocer el costo por ciclo en un ruta de acarreo. Al dividir el costo de ciclo entre la capacidad de transporte del equipo se obtiene el costo unitario de acarreo en una ruta.

Para el cálculo de los costos se utilizó el catálogo 150 A de *Wagner Mining Equipment* (1978).

A. Cálculo de costos para un cargador frontal JCI-3M.

Cargador Frontal JCI 300		
Concepto	Unidad	Cantidad
Costo de adquisición y ajustes		
1 Precio de lista	\$	125,000.00
2 Flete, Impuestos, honorarios.	\$	22,500.00
3 Precio total	\$	147,500.00
Costos de Capital		
6 Número de horas de operación	h	15,000.00
7 Número de horas de operación por año	h	4,000.00
8 Años a depreciar	año	3.75
9 Tasa de interés	(%)	12.00
10 Inversión por hora	\$/h	2.66
11 Depreciación por hora	\$/h	9.83
12 Costo de Capital por hora	\$/h	12.49
Costos de operación		
13 Precio del combustible	\$/litro	0.26
14 Consumo de combustible	litro/h	6.43
15 Costo del consumo de combustible	\$/h	1.67
16 Mantenimiento preventivo	\$/h	0.42
17 Mantenimiento correctivo	\$/h	0.49
18 Llantas	\$/h	0.01
19 Mano de Obra	\$/h	2.63
20 Costo de operación	\$/h	11.91
21 Costo total por hora	\$/h	24.40

Camión Elmac de 10 st		
Concepto	Unidad	Cantidad
Costo de adquisición y ajustes		
1 Precio de lista	\$	30000
2 Flete, Impuestos, honorarios.	\$	5400
3 Precio total	\$	35400
Costos de Capital		
6 Número de horas de operación	h	15000
7 Número de horas de operación por año	h	4000
8 Años a depreciar	año	4
9 Tasa de interés	(%)	0.12
10 Inversión por hora	\$/h	0.64
11 Depreciación por hora	\$/h	2.36
12 Costo de Capital por hora	\$/h	3.00
Costos de operación		
13 Precio del combustible	\$/litro	0.26
14 Consumo de combustible	litro/h	6.43
15 Costo del consumo de combustible	\$/h	1.67
16 Mantenimiento preventivo	\$/h	0.43
17 Mantenimiento correctivo	\$/h	0.12
18 Llantas	\$/h	0.00
19 Mano de Obra	\$/h	2.63
20 Costo de operación	\$/h	11.54
21 Costo total por hora	\$/h	14.54

ANEXO 3. RESUMEN DEL ESTUDIO DE TIEMPOS EN ARCOS DE ACARREO.

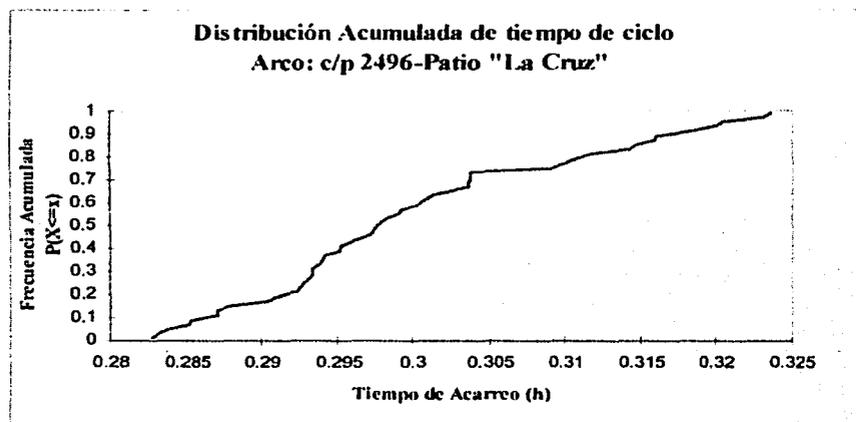
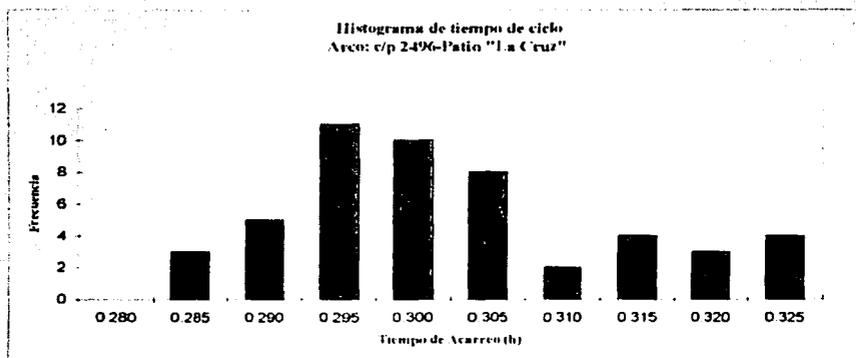
El objetivo del estudio de tiempos es determinar el tiempo requerido para una operación —el tiempo que requiere un operador calificado y debidamente entrenado para ejecutar la operación por medio de un método específico mientras trabaja a un ritmo normal—. Esta definición establece la rutina para los estudios de tiempos. Una operación se evalúa y se vuelve a diseñar si es necesario, por medio del análisis de métodos. Se realizan lecturas de tiempo que se normalizan aplicando un factor de calificación y de cuenta del ritmo del operador. Entonces se incluyen concesiones para compensar las interrupciones de la producción. El producto final es una evaluación real de la terminación del trabajo.

La fase inicial de un estudio de tiempos es la obtención de una familiaridad creciente y un conocimiento de la operación, el equipo y las condiciones de trabajo. Una situación ideal es aquella en la que un operador altamente calificado y con espíritu de colaboración lleva a cabo una tarea por medio de los métodos aprobados y en condiciones normales de trabajo. Es importante registrar una descripción completa de la situación real en el momento en que se hace el estudio: un diagrama de la disposición, las herramientas y los materiales que se emplean, condiciones extrañas del ambiente, etc. Una tarea se describe dividiendo las actividades de un operador en elementos de trabajo. Los elementos son agrupaciones de movimientos básicos. En la fase de acarreo con camión de bajo perfil se identifican los siguientes elementos:

- Revisión de las condiciones del equipo y suministro de combustible.
- Transporte del camión de superficie a la tolva.
- Colocar el camión para el cargado.
- Cargado del camión.
- Transporte de la carga de la tolva a la parrilla.
- Colocar el camión para el vaciado.
- Vaciado de la carga a la parrilla.
- Regresar vacío.

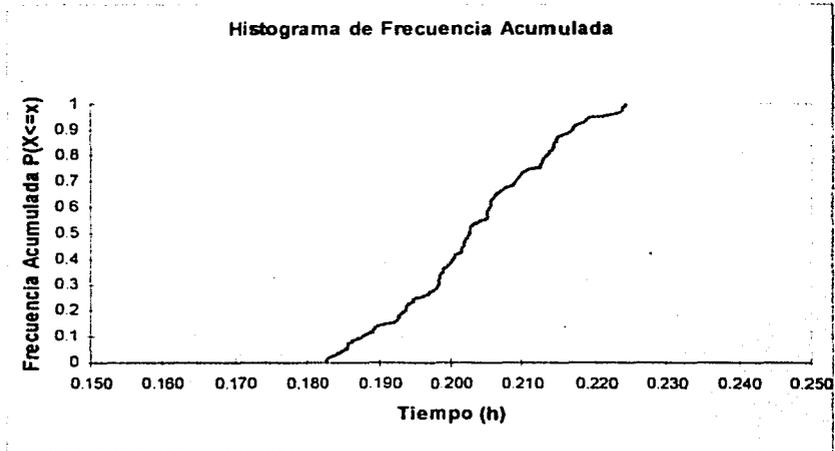
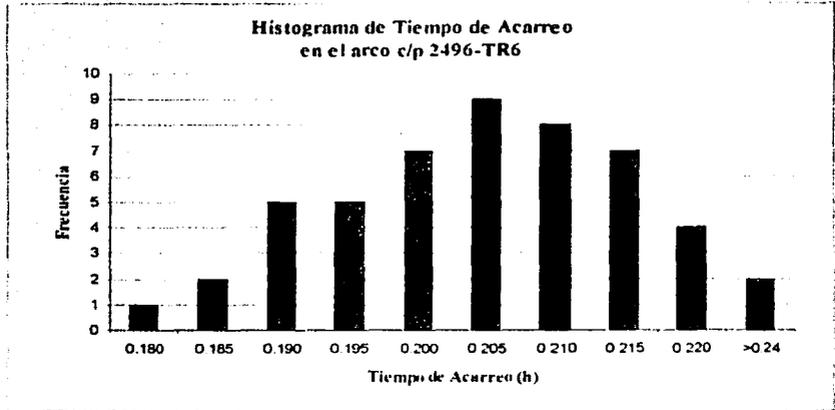
Los resultados del estudio de tiempos en las rutas de acarreo con camión de bajo perfil se muestran a continuación. De estos resultados es posible calcular el costo variable y la capacidad de los arcos del sistema actual de acarreo que se utilizan en el modelo de optimización

- Arco de acarreo c/p 2496-Patio La Cruz.



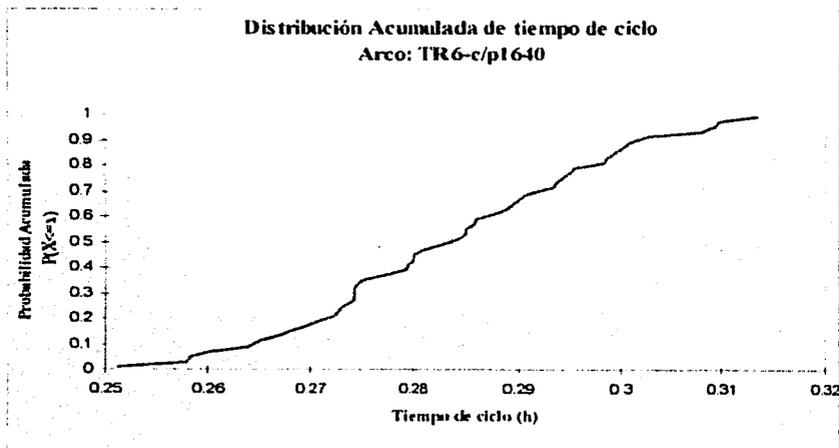
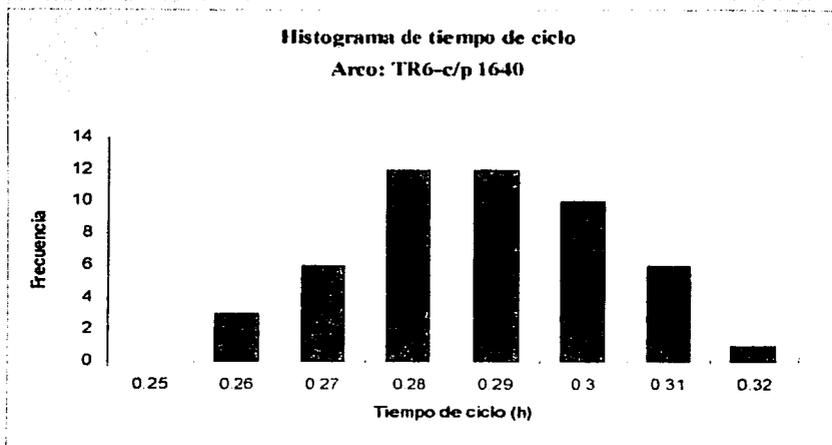
Media	0.30300
Varianza	0.00011
Desviación Estándar	0.01068

- Arco de acarreo c/p 2496-TR6.



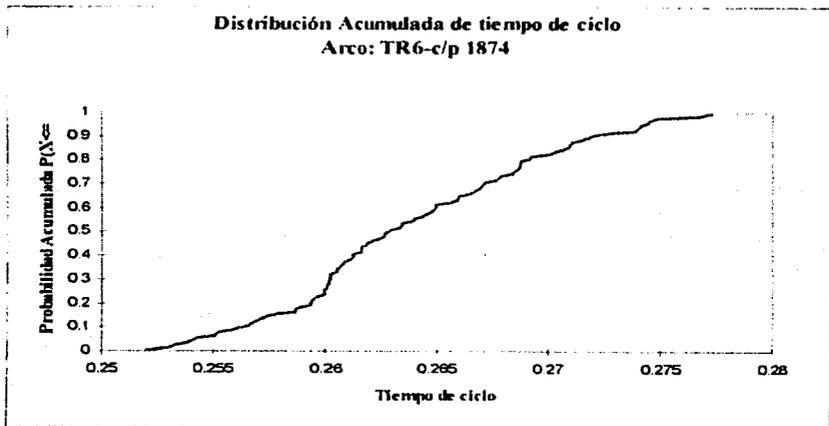
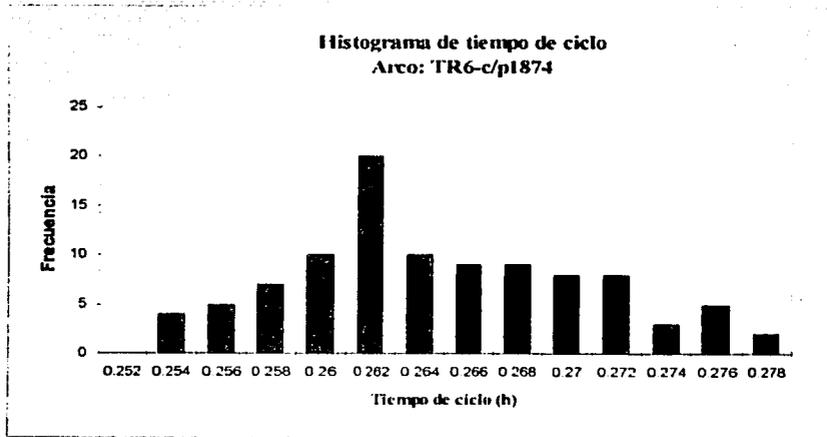
Media	0.20309
Varianza	0.00011
Desviación Estándar	0.01049

- Arco de acarreo c/p TR6-c/p 1640.



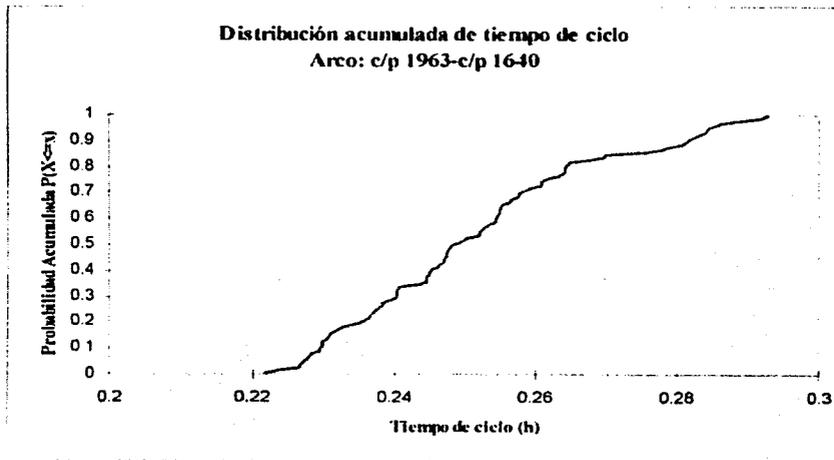
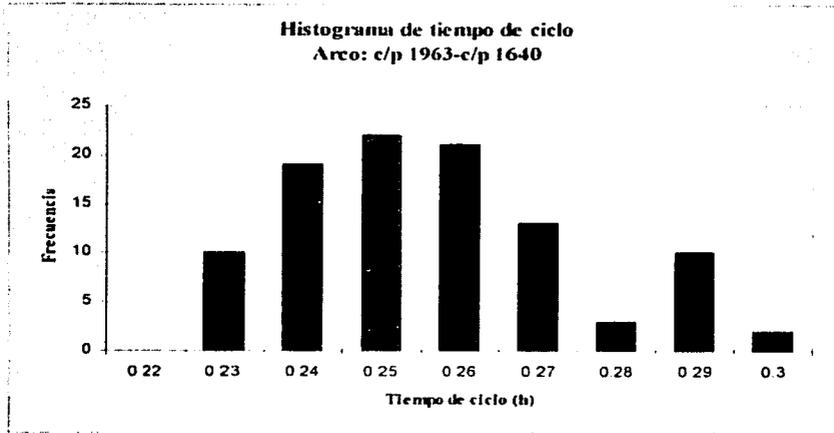
Media	0.33100
Varianza	0.00023
Desviación Estándar	0.01540

- Arco de acarreo c/p TR6-c/p 1874.



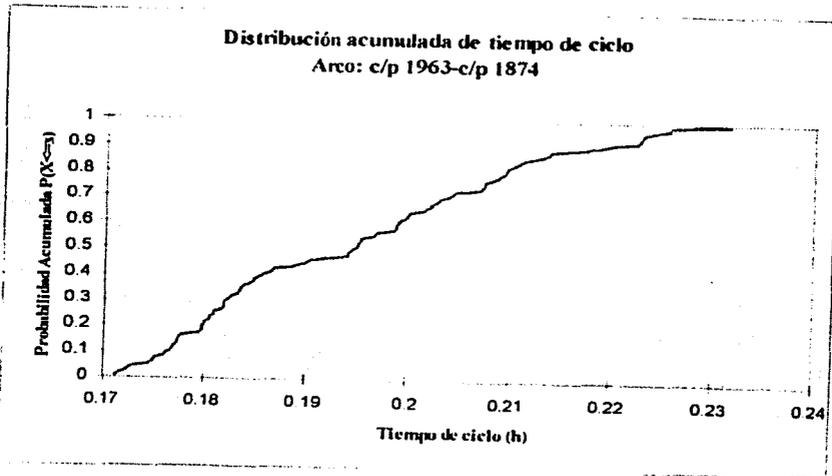
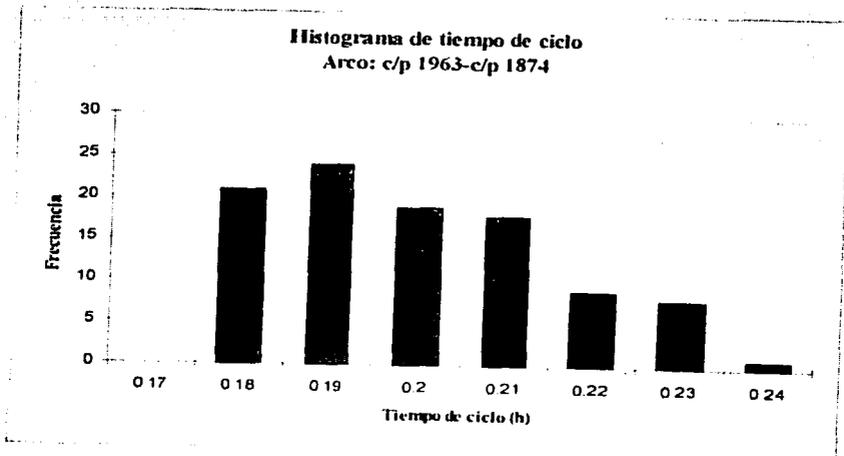
Tiempo Esperado =	0.264820
Desviación Estándar =	0.005927
Varianza =	3.51E-05

- Arco de acarreo c/p 1963-c/p 1640.



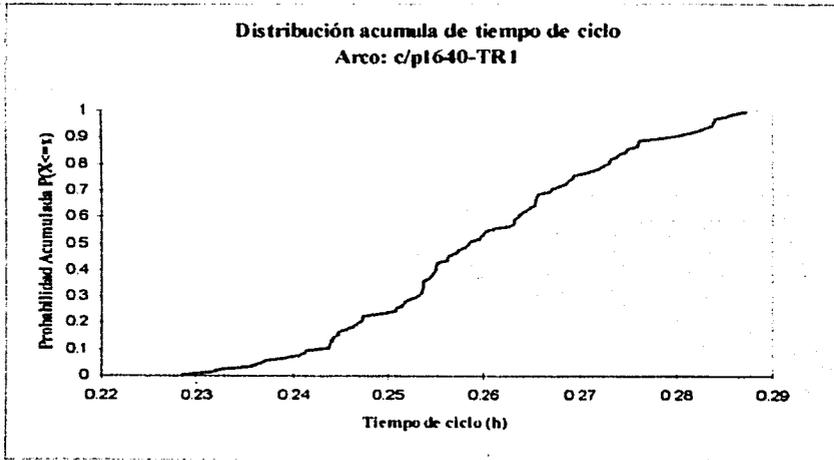
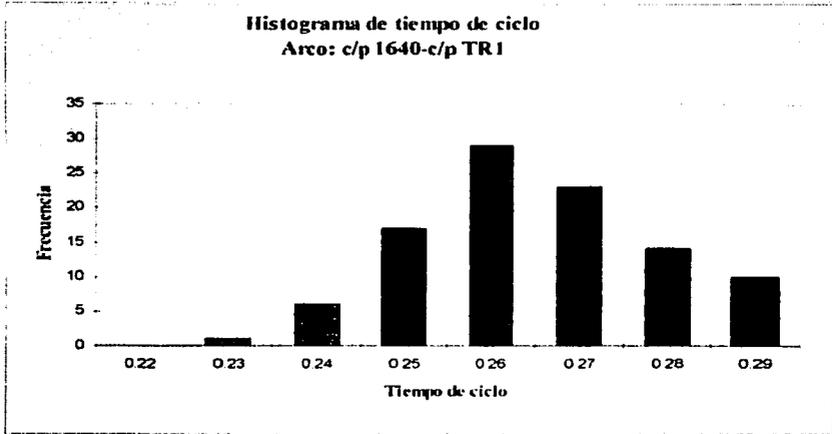
Tiempo Esperado =	0.256700
Desviación Estándar =	0.017825
Varianza =	0.000318

- Arco de acarreo c/p 1963-c/p 1874.



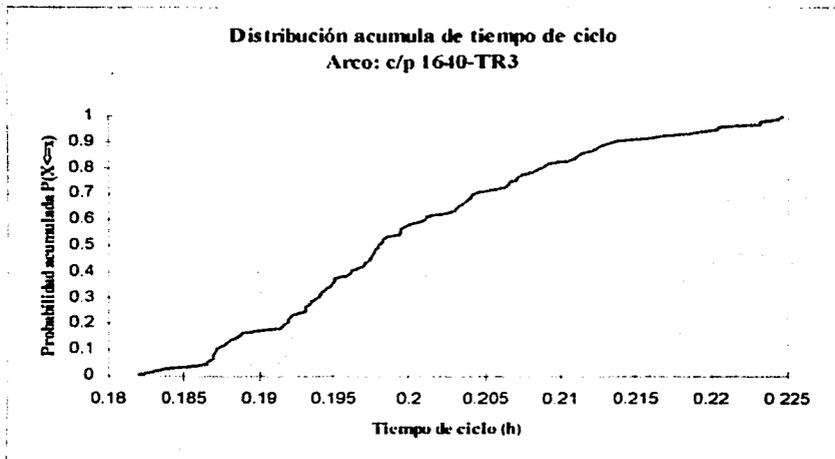
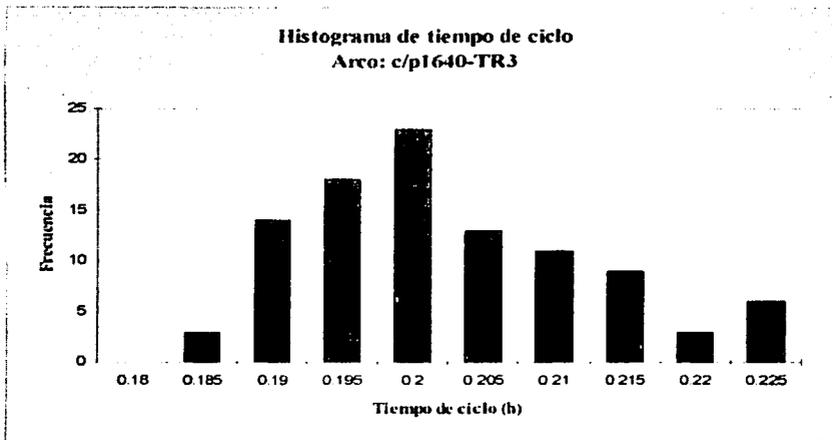
Tiempo Esperado =	0.199800
Desviación Estándar =	0.015696
Varianza =	0.000246

- Arco de acarreo c/p 1640-TR1



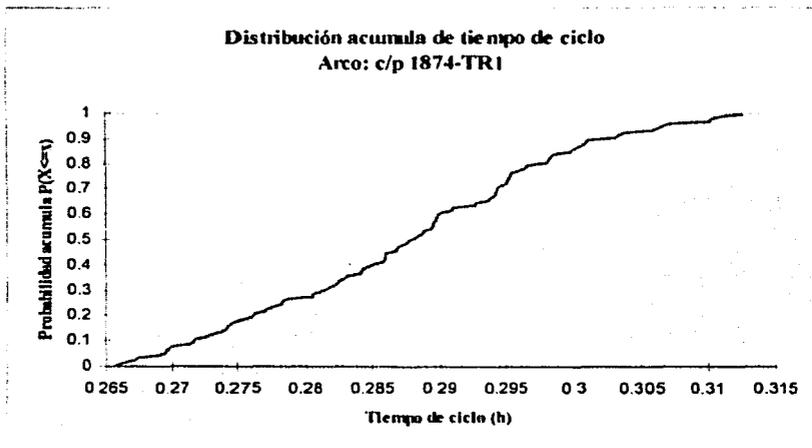
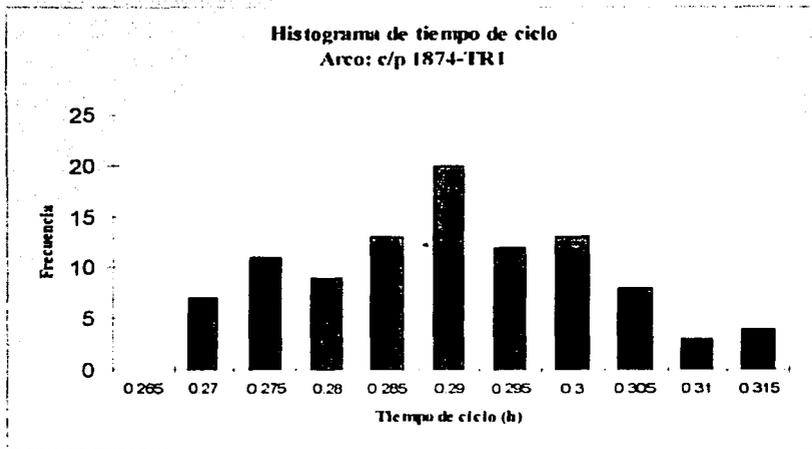
Tiempo Esperado =	0.264900
Desviación Estándar =	0.013780
Varianza =	0.000190

- Arco de acarreo c/p 1640-TR3.



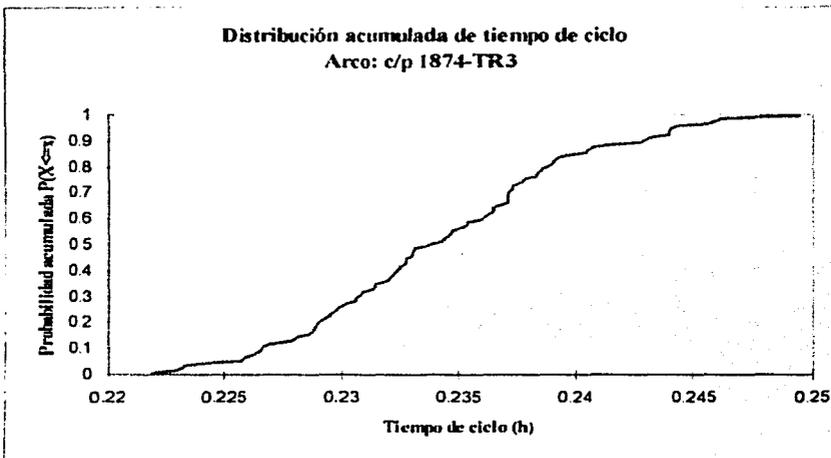
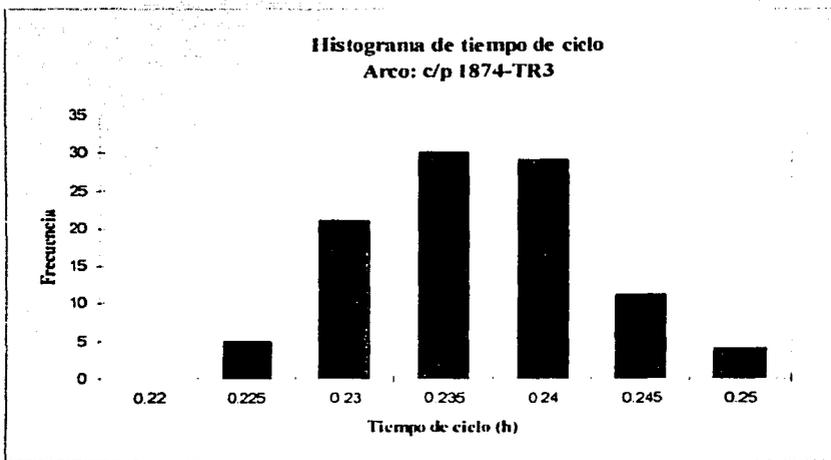
Tiempo Esperado =	0.202450
Desviación Estándar =	0.010181
Varianza =	0.000104

- Arco de acarreo c/p 1874-TR1.



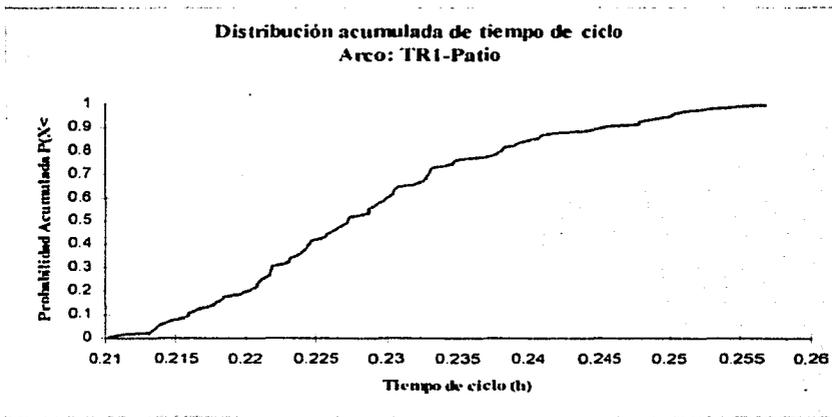
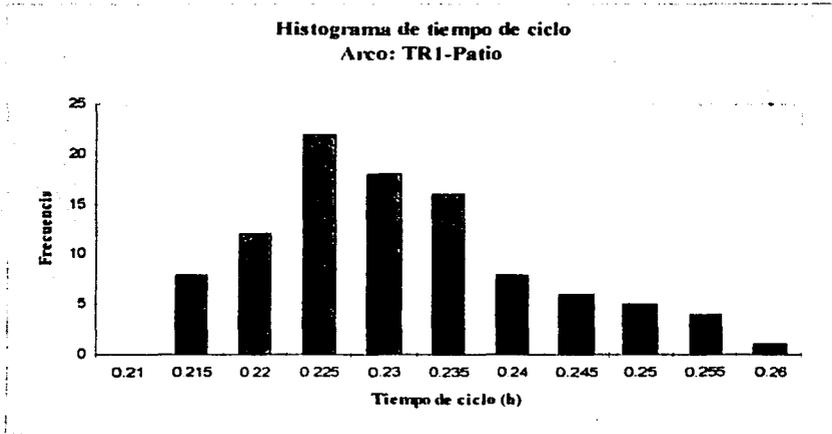
Tiempo Esperado =	0.290100
Desviación Estándar =	0.011405
Varianza =	0.000130

- Arco de acarreo c/p 1874-TR3.



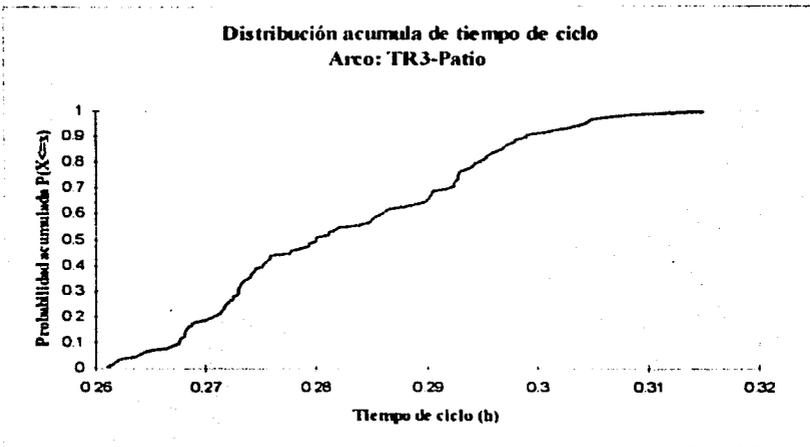
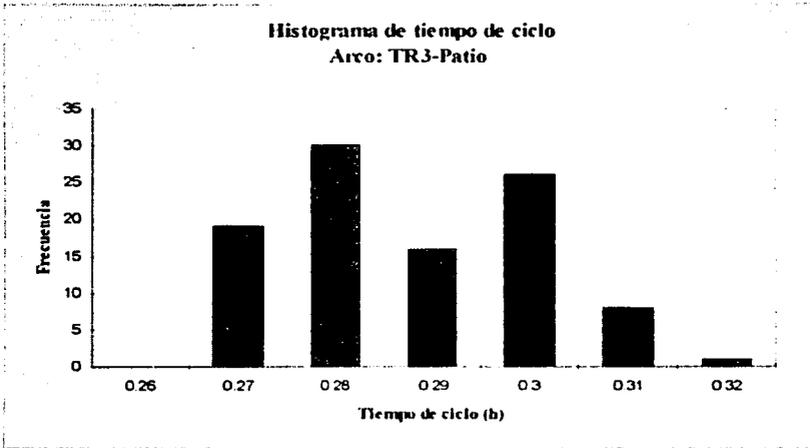
Tiempo Esperado =	0.236600
Desviación Estándar =	0.005827
Varianza =	3.40E-05

- Ruta de acarreo TRI-Patio



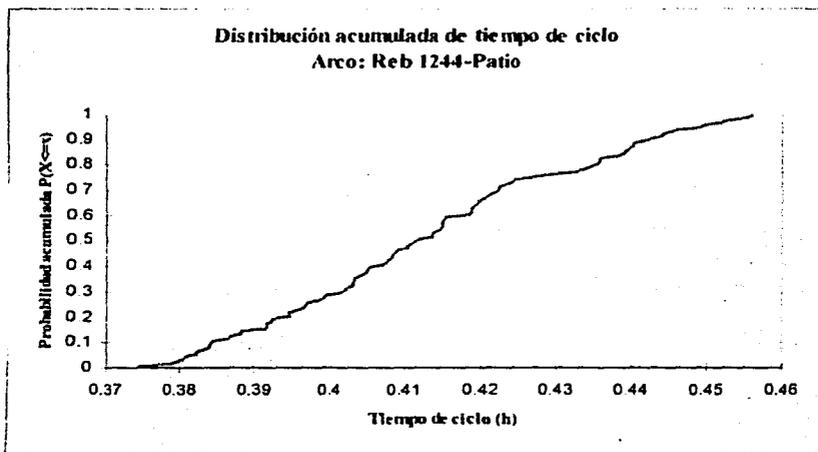
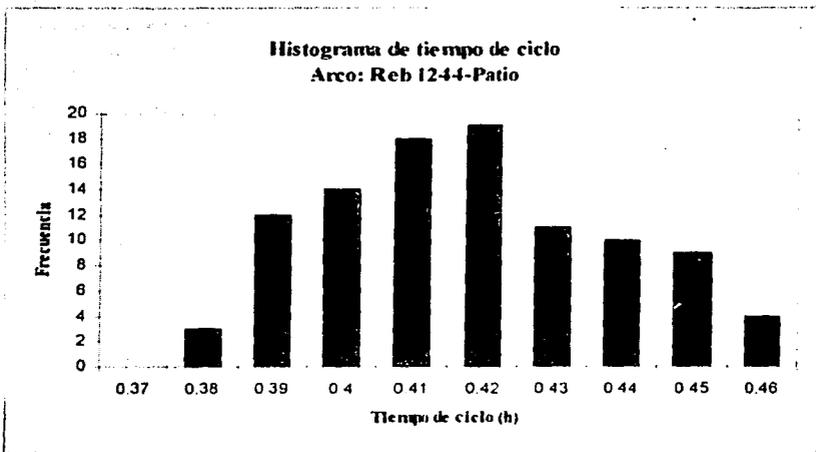
Tiempo Esperado =	0.231300
Desviación Estándar =	0.010667
Varianza =	0.000114

- Arco de acarreo TR3-Patio.



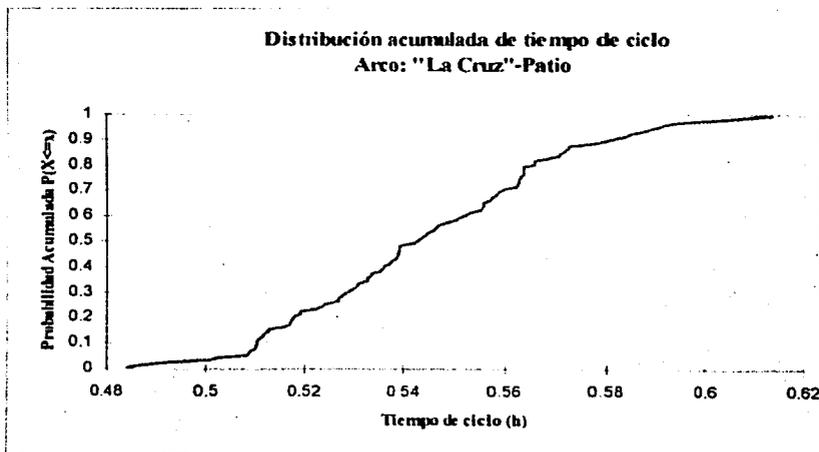
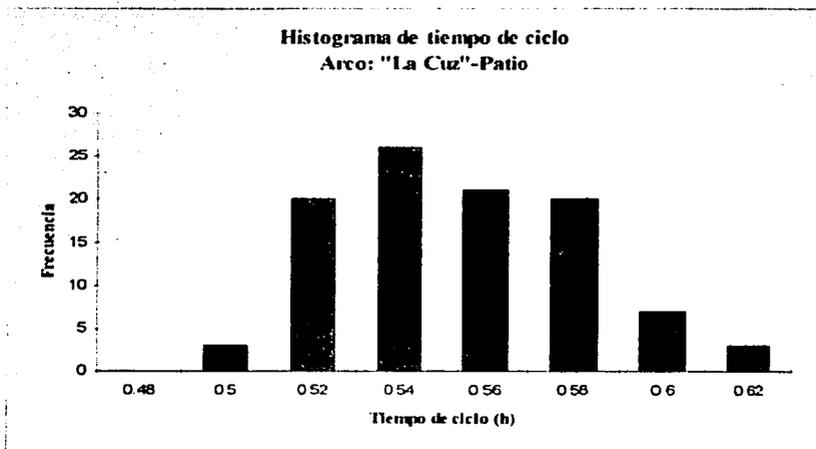
Tiempo Esperado =	0.287700
Desviación Estándar =	0.012908
Varianza =	0.000167

- Arco de acarreo Reb.1244-Patio.



Tiempo Esperado =	0.418000
Desviación Estándar =	0.020625
Varianza =	0.000425

- Arco de acarreo Patio La Cruz-Patio.



Tiempo Esperado =	0.553600
Desviación Estándar =	0.027125
Varianza =	0.000736

ANEXO 4. SELECCIÓN DE UNA LOCOMOTORA DE BATERÍA

La selección de una locomotora que maneje cierto tonelaje diario, depende de:

1. Vía (condición y perfil).
2. Resistencia (fricción) de la locomotora y de la carga arrastrada.
3. Distancia a viajar por turno.
4. Tonelaje a manejarse por turno.
5. Capacidad para satisfacer las necesidades de operación.
6. Tiempo de viaje.

Los cálculos para obtener el tamaño y características de una locomotora para acarreo de mineral son los siguientes (Araujo, 1992).

a) *Peso requerido para la locomotora:*

$$L = \frac{W(F + 20G + 100a)}{480 - 20G - 100a}$$

Donde:

- L = peso de la locomotora, (st)
- G = pendiente, (%)
- F = resistencia de la carga acarreada debido a la fricción, (lb/ton)
- W = peso de la carga acarreada, (st)
- a = Aceleración, (millas por hora por segundo)

b) Tracción a la barra:

$$D = W(F + 20G)$$

Donde:

D = tracción a la barra, (lb)

c) Capacidad tractiva:

$$P = 20L(A - G)$$

Donde:

P = capacidad tractiva, (lb)

d) Tracción equivalente a la barra:

$$d = D + (20L * G)$$

Donde:

d = tracción equivalente a la barra horizontal, (lb)

G = pendiente, (%)

e) Esfuerzo tractivo:

$$T = d + (20L * r)$$

Donde:

T = esfuerzo tractivo, (lb)

r = constante para la resistencia a la rodadura de la locomotora (igual a 1%).

f) Potencia a la barra:

$$h = \frac{D * S}{375}$$

Donde:

h = potencia a la barra, (hp)

S = Velocidad, (mph)

g) Potencia del motor:

$$H = \frac{T * S * 100}{375E}$$

Donde:

H = potencia del motor, (hp)

E = eficiencia de los engranes de transmisión, (%)

h) Potencia alimentada a la locomotora:

$$k = \frac{H * 746 * 100}{1000e}$$

Donde:

k = potencia alimentada a los motores, (hp)

e = eficiencia del motor, (%)

i) *Tracción adicional a la barra para acelerar o desacelerar el tren completo:*

$$p = \frac{2000(W + L)S^2}{29.92Y}$$

Donde:

p = tracción a la barra extra, (lb)

Y = distancia de acarreo, (ft)

j) *Capacidad de la batería:*

$$kw - h = \frac{t * D(30 + 20G)}{1,760,000}$$

Donde:

t = tonelaje jalado incluyendo el peso de la locomotora (st)

D = longitud de cada tramo de vía, (ft)

G = pendiente en %

Selección de la locomotora para acarreo de mineral en "La Guitarra"

Para seleccionar la locomotora se tienen los siguientes datos:

- Tiempo de acarreo = 5 h/turno;
- Tonelaje a acarrear = 140 t/turno (155 st/turno);
- Tonelaje a acarrear por ciclo = 30 st/ciclo
- Carros:
 - Número = 10
 - Peso = 0.92 t (1.01 st);
 - Cojinetes simples
- Peso del mineral = 2.72 t/carro (3 st/carro);
- Velocidad = 1.12 m/s (2.5 mph);

- Longitud de acarreo máxima = 850 m (TR12-Patio); con una pendiente de 1%
- Fricción:
 - Locomotora = 10 kg/t (20 lb/st);
 - Carros = 15 kg/t (30 lb/st);
 - Pendiente = 1%;
- Factor de seguridad para la batería = 20%
- Aceleración = 0.045 m/s^2 (0.1 millas por hora por segundo)

Ciclos de acarreo por turno

Toneladas de mineral/viaje = (10 carros * 3 st/carro) = 30 st/viaje

Se deben transportar 155 st/turno y se transportan 30 st/viaje; entonces se deberían transportar 5.16 viajes por turno para cumplir con la meta de acarreo.

Ciclos por turno = 5.16 ciclos \cong 6 ciclos.

Peso de la locomotora

$$L = W (F + 20G + 100a) / (480 - 20G - 100a)$$

$$W = 30 \text{ st} + 10 * 1.01 = 40.1 \text{ st.}$$

$$F = \text{Fricción de los carros} = 30 \text{ lb/st}$$

$$G = \text{pendiente } 1\%$$

$$a = \text{aceleración} = 0.1 \text{ mphps (millas por hora por segundo).}$$

$$L = 40 (30 + 20 (1) + 100 (0.1)) / (480 - 20 (1) - 100 (0.1))$$

$$L = 5.33 \text{ st} \Rightarrow 6 \text{ st}$$

Tracción a la barra

$$D = W (F + 20G) = 40 (30 + 20 (1))$$

$$D = 2000 \text{ lb}$$

Capacidad de la batería:

Tren cargado:

$t = \text{carga de mineral} + \text{peso de los carros} + \text{peso de la locomotora}$

$t = 30 \text{ st} + 6 \text{ st} + 10.1 \text{ st}$

$G = \text{en \%} = -1\%$

$D = 850 \text{ m} = 2788 \text{ ft.}$

Sustituyendo en la fórmula de la capacidad de la batería:

$$kW-h = \frac{t * D(30 + 20G)}{1,760,000}$$

$$kW-h = \frac{46 * 2,788(30 + 20(-1))}{1,760,000}$$

$$kW-h = 0.72$$

Tren vacío:

$t = \text{peso de locomotora} + \text{peso de carros}$

$t = 6 \text{ st} + 10.1 \text{ st}$

$D = 2,788 \text{ ft}$

$G = 1\%$

$$kW-h = \frac{16 * 2,788(30 + 20(1))}{1,760,000}$$

$$kW-h = 1.26$$

Capacidad de la batería por ciclo = $(0.72 + 1.26) = 1.98 \text{ kWh}$

Capacidad de la batería por día = $1.98 \times 18 \text{ ciclos} = 35.64 \text{ kWh}$

Agregando 20% por eficiencia se tiene una batería = 43 kWh

Selección de la batería

Para encontrar el total de la intensidad de corriente requerida se dividen los kWh entre el voltaje. Finalmente el número de placas de la batería se calcula dividiendo el total de amper-hora entre la capacidad de la placa (Araujo, 1992).

Considerando un voltaje de 96 V

Intensidad de corriente = $43,000 \text{ Wh} / 96 \text{ V} = 448 \text{ amper-hora}$

Existen dos tipos de Celdas Exide-Iron Clad con las siguientes capacidades de cada una de sus placas positivas (Araujo, 1992):

Celda tipo MVM 34 amper-hora

Celda TLM y TLAM 50 amper-hora

$448 / 50 = 8.95$ placas positivas = 9 placas positivas

Placas negativas = Placas positivas + 1

Placas negativas = $9 + 1 = 10$

Total de placas = 19.

Potencia del motor

Para calcular la potencia del motor se calcula:

Tracción a la barra

$$D = W(F + 20G)$$

W = carga arrastrada = 30 st + 10.1 st

W = 40.1

F = Fricción de la carga arrastrada = 30 lb/st

G = 1%.

$$D = 40.1(30 + 20(1))$$

$$D = 2,005 \text{ lb}$$

Tracción equivalente a la barra:

$$d = D + (20L * G)$$

L = Peso de la locomotora = 6 st

$$d = 2,005 + (20(6) * 1)$$

$$d = 2,125 \text{ lb.}$$

Esfuerzo tractivo

$$T = d + (20L * r)$$

r = Constante para la resistencia a la rodadura de la locomotora = 1.0 %

$$T = 2,125 + (20(6) * 1)$$

$$T = 2,245 \text{ lb.}$$

Potencia del motor

$$H = \frac{T * S * 100}{375E}$$

S es la velocidad de la locomotora en millas por hora = 3.5 mph

E es la eficiencia del motor para este caso se toma 90% de eficiencia.

$$H = \frac{2,245 * 3.5 * 100}{375(90)}$$

$$H = 23.28 \text{ Hp.}$$

A continuación se presenta un resumen de la locomotora seleccionada junto con su batería:

Peso de la locomotora (st)	Separación entre ejes (pulgadas)	Separación entre rieles (pulgadas)	Potencia total (H.P.)	Número de Motores	Tipo de Batería	Capacidad de la batería (KW-h)
6	38	36	24	1	Exide-Iron	43

A continuación se calcula el costo por hora de operación, considerando datos de del reporte de operaciones de 1999 de *La Guitarra* y de una cotización pedida a la empresa *Goodman Inc.*, para una locomotora de batería *Goodman* de 6 st a 850 m de acarreo en la ruta *TR12- Patio*:

Locomotora Goodman de 10 st			
Concepto	Unidad	Cantidad	
Costo de adquisición y ajustes			
1 Precio de lista	\$	118644	
2 Flete, Impuestos, honorarios.	\$	21355.92	
3 Precio total	\$	140000	
Costos de Capital			
6 Número de horas de operación	H	30000	
7 Número de horas de operación por año	H	4500	
8 Años a depreciar	Año	7	
9 Tasa de interés	(%)	12.00	
10 Inversión por hora	\$/h	2.24	
11 Depreciación por hora	\$/h	4.67	
12 Costo de Capital por hora	\$/h	6.91	
Costos de operación			
13 Precio de energía eléctrica	\$/kW-h	0.15	
14 Consumo de energía	kWh/h	1.79	
15 Costo del consumo de combustible	\$/h	0.27	
16 Mantenimiento preventivo	\$/h	0.0005	
17 Mantenimiento correctivo	\$/h	0.0028	
18 Mano de Obra	\$/h	2.63	
19 Costo de operación	\$/h	4.84	
20 Costo total por hora	\$/h	11.75	