

**REPUBLICA DE COLOMBIA**

**ESTUDIO PRELIMINAR DE FACTIBILIDAD**

**DEL DESARROLLO DEL AREA EL DIAMANTE-**

**PARAISO-BOMBONA, DEPARTAMENTO DE NARIÑO**

**PROYECTO DE INGEOMINAS**

**JICA LIBRARY**



**1030169[5]**

**MARZO DE 1984**

**Japan International Cooperation Agency**

**Metal Mining Agency of Japan**

国際協力事業団	
受入 月日 '84. 5. 28	705
登録No. 10329	66
	MPN

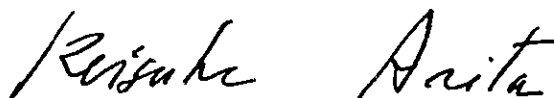
## PRESENTACION

Este proyecto se llevo a cabo mediante un convenio de cooperación internacional realizado entre el Gobierno del Japón representado por JICA (Japán International Cooperation Agency) y el Gobierno Colombiano representado por INGEOMINAS (Instituto Nacional de Investigaciones Geológico-Mineras). Teniendo en cuenta las características del proyecto, JICA encargó a MMAJ (Metal Mining Agency of Japan) para que ponga en obra el estudio preliminar de factibilidad de la zona Diamante-Paraíso-Bombona.

El proyecto se inició en julio de 1983 y terminó en febrero de 1984. Las actividades se llevaron a cabo sin ningún inconveniente, gracias a la colaboración de las diferentes entidades estatales del Gobierno Colombiano, particularmente de INGEOMINAS.

JICA y MMAJ agradecen profundamente a las diferentes Instituciones Colombianas, Ministerios de Relaciones Exteriores y de Comercio Internacional e Industria del Japón, Embajada del Japón en Colombia y otras compañías japonesas que hicieron posible la realización de este proyecto.

Febrero 1984



Keisuke Arita  
President  
Japan International Cooperation Agency



Masayuki Nishiiye  
President  
Metal Mining Agency of Japan

## AGRADECIMIENTO

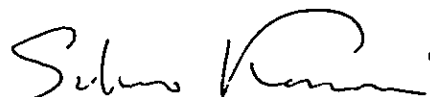
Este informe presenta los resultados de la investigación llevada a cabo por el International Development Center, como parte de los trabajos encargados por la Metal Mining Agency of Japan.

El presente tiene el propósito de analizar y estudiar sobre el plan de explotación de la mina El Diamante ubicada en el suroeste de la Departamento Nariño, y sobre los efectos económicos relacionados con dicho plan. Esperamos que el presente estudio contribuye de manera positiva al desarrollo de las regiones alrededores de la mina, y al mismo tiempo, al desarrollo económico de la República de Colombia. Se ruega que además este estudio sea útil al refuerzo de las relaciones de amistad y de cooperación entre el Japón y la República de Colombia.

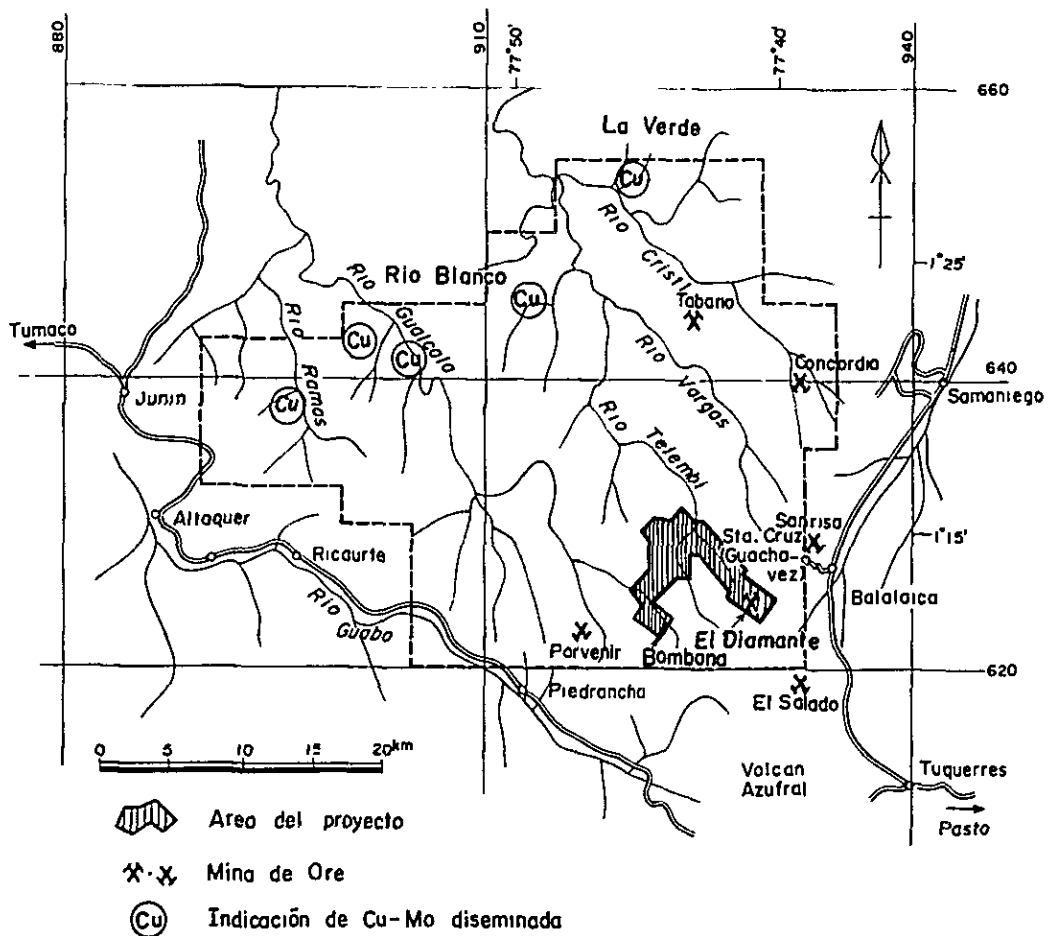
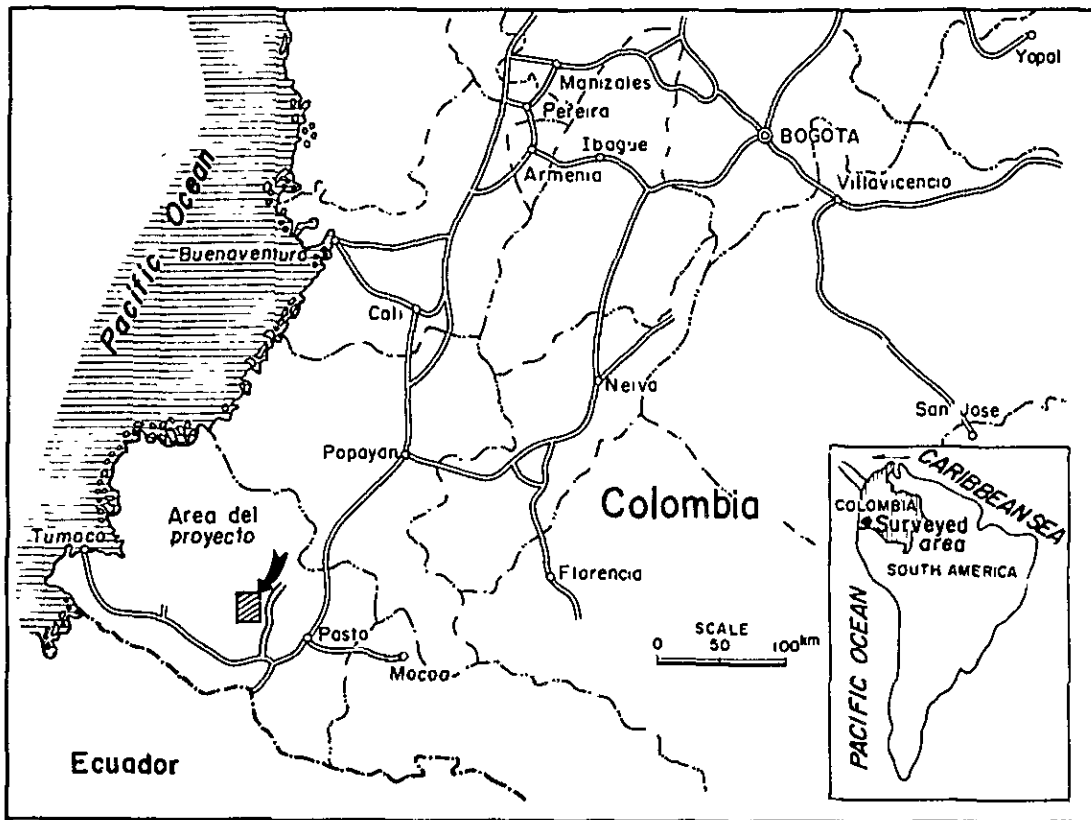
Los miembros del equipo de la investigación y el itinerario detallado presentamos en la tabla del informe. Expresaremos en el presente nuestro placer a habernos ofrecido, completo apoyo de las autoridades gubernamentales colombianas y a la cooperación de la Embajada Japonesa en la República de Colombia durante la visita del equipo para investigación. Especialmente hemos contado con grán cooperación y consejo muy valioso desde INGEOMINAS y además en cuanto a la ejecución del examen metalúrgico desde Mitsui Mineral Development Engineering Co., Ltd. (MINDECO).

Finalmente, presentamos nuestra gratitud a los Ministerios de Relaciones Exteriores y de Comercio Internacional e Industria del Japón, a la Japan International Cooperation Agency, a la Metal Mining Agency of Japan, a varias organizaciones relativas por las orientaciones y facilidades concedidas con relación al presente estudio.

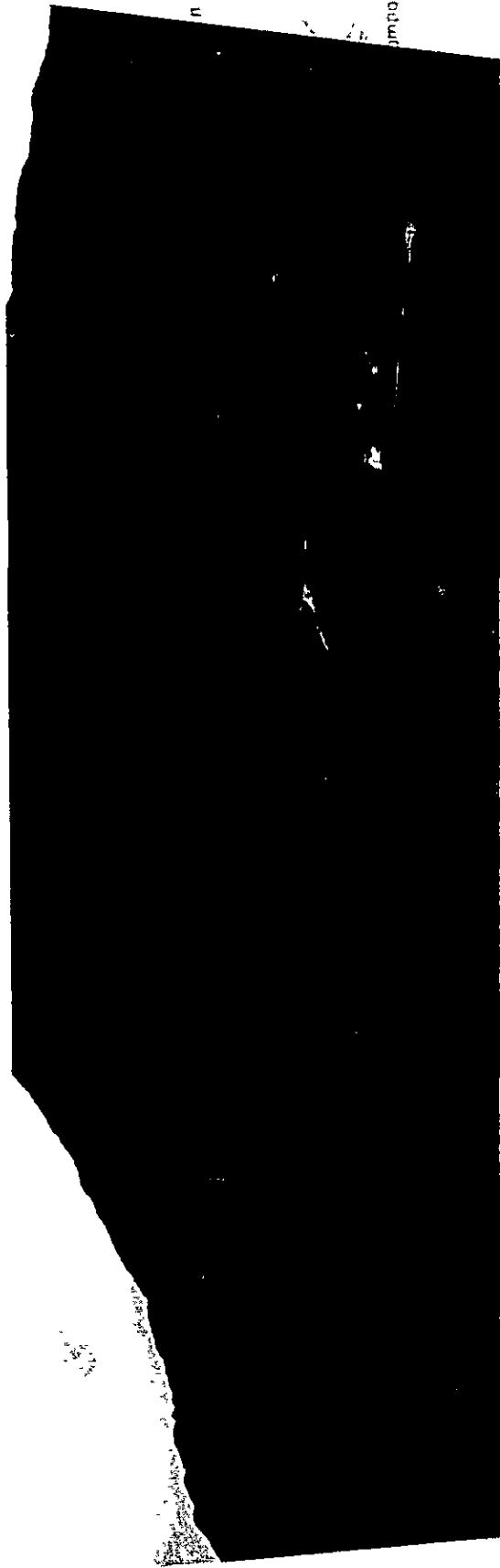
Febrero de 1984



Saburo Kawai  
President  
International Development Center of Japan



Mapa de localización



Vista general de la zona El Diamante

## RESUMEN

Dando respuesta a la solicitud hecha por el gobierno colombiano, JICA por intermedio de MMAJ envió a Colombia una misión conformada por 6 expertos para llevar a cabo el estudio preliminar de factibilidad del proyecto de la mina El Diamante y la región Parafso-Bombona, ubicadas en el Departamento de Nariño, el que se realizó a partir del día 18 de julio hasta el 22 de agosto de 1983.

El yacimiento de la mina de oro El Diamante, es lo que corresponde al tipo filoniano cuarcífero polimetálico, con relativa abundancia arsenopirita y en menor cantidad esfalerita. En base a los resultados por el proyecto de exploración básica para el desarrollo de recursos minerales del área de Piedrancha, efectuados en los años 1980-1982 por la cooperación técnica del Japón, se estima que la mina El Diamante tiene una reserva explotable de 478.400 t, con el tenor: Au 5,8 g/t, Ag 91 g/t, Zn 1,68%, As 2,54%, Cu 0,22% y Pb 0,11%, teniendo en cuenta que el porcentaje de mineral explotable es 88% y el de dilución por la caja estéril es 17%.

Por consiguiente, se estableció la escala de producción diaria de unos 150 t, o sea 45.000 t/año para un período de 10,6 años, habiéndose calculado con tal condición básica, los costos de inversión y operación, además monto de ingreso.

Se ha establecido, que el nivel principal de transporte de la mina esté ubicado en el nivel 2.530 m, así mismo, hacer las galerías tanto encima como debajo del nivel principal en los siguientes niveles: 2.565 m, 2.600 m, 2.635 m, 2.670 m, 2.490 m y 2.450 m. Entre estas galerías se seleccionó la del nivel 2.565 m para ser un nivel de exploración que se necesitará perforar al principio en caso de realizarse nuevamente el estudio detallado de factibilidad. Este nivel se ubica aproximadamente en el centro de

de mineralización.

Para la explotación de minerales sería recomendable usar tres métodos depende del espesor de la veta, así: para las vetas cuyos espesores son de 1,5 m o más el método de "Corte y Relleno", si están entre 0,7 m ~ 1,5 m el método "Corte con Pilar" y para las vetas menores de 0,7 m el método "Disparo Separado". Los equipos de transporte a usarse son los motocargadores en el tajeo las locomotoras de baterías en las galerías.

Debido a la complejidad de componentes de minerales, el examen metalúrgico se ha llevado a cabo en Tokio con las muestras transportadas de la mina El Diamante. De acuerdo a estos análisis, se planteó una forma metalúrgica de recuperar oro, plata y zinc, como el más apropiado método para las condiciones de esta mina. Usando el método de cianuración y precipitación por polvos de zinc, se obtendrá oro y plata en primero término, y luego pasará a un proceso para recuperación del mineral de zinc. El uso de agua en la planta debe ser limitado, vale decir, solo lo necesario, para evitar problema ambiente. Una forma de eliminar los elementos nocivos, como el arsenico y cianuro, del agua residuo, se ha estudiado y presentado un tratamiento eficiente; es decir, el agua sobrado se va al desagüe después de un proceso para quitar elementos nocivos para que sea menos contenidos que el reglamento colombiano (INDERENA) restringue. Referente a la cancha de relave, debido a que el valle del Diamante es muy estrecho, se decidió que la cancha de relave debe ubicarse en la quebrada de la mina Marina, haciendo una modificación de la conduita del río, lo cual obliga implicar más costo para construir.

En lo que se refiere al suministro de electricidad, se calculó de 15.307 kWh/día (consumo máximo 1.000 kW). Para lograr este suministro se planteó las siguientes ideas alternativas; primero, construcción de una planta hidroeléctrica; segundo, instalación de unos equipos generadores de



diesel y tercero, mediante la extensión de la línea eléctrica desde el pueblo Guachavez. De éstas, se eligió la tercera alternativa por ser la más económica.

Es necesario, la construcción de un corto desvío, como acceso a la mina, el que se hará desde la carretera que actualmente viene construyendo el Ministerio de Obras Publicas y Transporte. Para la exportación del concentrado de zinc, se recomienda que se haga a travéz del puerto Tumaco, por encontrarse más económico del costo de embarque cual es aproximadamente 40% menos de lo de Pto. Buenaventura además más cerca como 278 km desde la mina, en cambio de 680 km a Pto. Buenaventura.

Se estima que el número de personas requeridas para la mina es de 196, de las cuales, 149 son para sección de explotación, 28 para planta concentrada y 19 para administración. A parte de las personas referidas deben tener un ayudante médico y 4 profesores de la escuela quienes pertenecerán a sus ministerios respectivos. Debe haber cada una persona encargada tanto en la oficina del puerto Tumaco, como en la oficina de Pasto. En total, contando las familias, en la mina El Diamante se contarán 1.000 habitantes.

Los ingresos y beneficios dependen en mayor parte de la producción de oro y plata, y en menos escala de zinc, para calcular dichos ingresos y beneficios del proyecto se tomaron como base, los precios que fueron relativamente estables a partir del año 1977 hasta la fecha, así: el precio para el oro es U.S.\$450 por onza troy, para la plata U.S.\$11 por onza troy, y en el caso del zinc fué de U.S.\$900/t; este último es el más estable comparando con el del oro y la plata.

Los ingresos de la evaluación financiera están constituidos por las ganancias obtenidas en la venta de los productos del precipitados de Au.Ag y concentrados de zinc, además del valor residual del equipo, siendo el monto total de dicha venta 3.786 millones de pesos durante el período activo

de la mina. En base de programa general de desarrollo del proyecto, se calcularon los costos financieros, los cuales se hicieron tomando en cuenta los precios del mercado vigente en el mediado de 1983. El costo total de las inversiones asciende a 697 millones de pesos, de este total el 56,4% representa el costo de construcción de la planta concentradora. El costo total de operación es de 2.447 millones de pesos, en el que el 62,4% lo constituye los costos de operación de la explotación.

La utilidad neta después de pagar impuestos (35%) e intereses (13,5%) de los préstamos sería de 291 millones de pesos.

En bases arriba mencionados, se determinó la tasa interna de retorno financiera de 9,9%, el que se calculó de acuerdo a la tabla "Cash flow". Por otro lado, la tasa interna de retorno económica, se calculó cuando el valor presente de la utilidad neta es igual a cero; dicho cálculo viene a ser el resultado de un análisis cauteloso del valor de diferentes parametros económicos como se muestran en la tabla de beneficio y costos. Su valor resultó ser de 21,9% que es bastante alto. Para obtener este valor se basó en los precios actuales del mercado y nivel de salarios en el mediado de 1983, sin considerar la variación por la inflación.

Sin embargo, con el objeto de estudiar la influencia de variación por la posible discrepancia entre los valores estimados de ahora y los reales en futuro en cuanto al costo y precio de los productos, a tasa interna de retorno, se hizo el análisis de sensibilidad con dos variaciones del 10% y 20%.

En lo que se refiere al cálculo de la tasa interna de retorno financiera, resultó ser de 9,9%, que es un valor algo bajo, lo que refleja que no es muy atractiva para las empresas particulares; sin embargo, desde el punto de vista nacional, el valor de 21,9% de la tasa interna de retorno económica, hace que el proyecto de la mina El Diamante sea prospero, por ser éste, un

proyecto de trascendencia nacional, puesto que puede incidir en el desarrollo económico regional, y con apoyo de parte de Estado es posible optimizar la tasa interna de retorno financiera.

Como una conclusión, se puede decir que, se recomienda hacer una planeación del estudio más detallado de factibilidad sobre este proyecto, a través de un trabajo de exploración más avanzada para confirmar la reserva y el tenor de minerales; además revisar los precios y condiciones con más exactitud.

## C O N T E N I D O

### PRESENTACION

### RESUMEN

	Página
1 INTRODUCCION .....	1
1.1 ANTECEDENTE .....	1
1.2 OBJETIVOS Y ALCANCE DEL ESTUDIO .....	2
1.3 ASPECTOS GENERALES DEL AREA .....	5
1.3.1 UBICACION, ACCESIBILIDAD Y AMBIENTE DEL AREA .....	5
1.3.2 DESCRIPCION GENERAL DE METODO DE ANALISIS .....	6
1.4 MIEMBROS Y ACTIVIDADES .....	8
1.4.1 PERSONAL DEL PROYECTO .....	8
1.4.2 ACTIVIDADES DETALLADAS .....	8
2 PLAN DE DESARROLLO MINERO .....	11
2.1 GEOLOGIA, MINERALIZACION Y RESERVAS .....	11
2.1.1 GEOLOGIA GENERAL .....	11
2.1.2 DISTRIBUCION DE LOS YACIMIENTOS .....	14
2.1.3 MINERALIZACION Y ALTERACION .....	22
2.1.4 MINA EL DIAMANTE .....	25
2.1.5 RESERVAS POTENCIALES .....	30
2.1.6 PROGRAMA DE EXPLORACION DETALLADA .....	31
2.2 MINERIA .....	42
2.2.1 CONDICIONES .....	42
2.2.2 METODO DE EXPLOTACION .....	43
2.2.3 PROGRAMA DETALLADO EN CADA SECCION .....	56
2.2.4 NUMERO DE TRABAJADORES .....	64
2.2.5 PROYECTO DE INVERSION .....	64
2.2.6 COSTOD DE OPERACION .....	69

2.2.7 ASPECTOS TECNICOS POR RESOLVER Y RECOMENDACIONES .....	70
2.3 METALURGIA .....	79
2.3.1 PLANTA CONCENTRADORA .....	79
2.3.2 CANCHA DE RELAVE .....	83
2.3.3 COSTOS DE OPERACION DE LA PLANTA CONCENTRADORA Y DE CANCHA DE RELAVE .....	97
2.3.4 INGRESOS .....	97
2.4 ASPECTOS ADMINISTRATIVOS .....	103
2.4.1 TRANSPORTE .....	103
2.4.2 SUMINISTRO DE AGUA .....	110
2.4.3 SUMINISTRO ELECTRICO .....	112
2.4.4 COSTOS DE INSTALACIONES Y EQUIPOS .....	116
2.4.5 PERSONAL .....	121
2.4.6 COSTO TOTAL ADMINISTRATIVO .....	123
3 INFRAESTRUCTURA .....	125
3.1 ASPECTOS GENERALES DEL TRANSPORTE .....	125
3.1.1 ORGANIZACION ESTATAL .....	125
3.1.2 VIAS DE TRANSPORTE .....	125
3.2 ASPECTOS GENERALES DEL SUMINISTRO DE AGUA .....	126
3.2.1 ORGANIZACIONES ESTATALES .....	126
3.2.2 PLUVIOSIDAD .....	126
3.3 ASPECTOS GENERALES DEL SUMINISTRO DE ENERGIA ELECTRICA .....	129
3.3.1 ORGANIZACION ESTATAL .....	129
3.3.2 INTERCONEXION REGIONAL .....	129
3.4 VIVIENDAS .....	131
3.5 EFECTOS INDIRECTOS DEL DESARROLLO DE LA MINA EL DIAMANTE .....	131
3.5.1 EFECTOS TANGIBLES .....	131
3.5.2 EFECTOS INTANGIBLES .....	132
3.5.3 INSTITUTOS RELACIONADOS CON EL DESARROLLO REGIONAL .....	133

4 EVALUACION INTEGRAL DEL PROYECTO .....	135
4.1 SIGNIFICADO Y METODOLOGIA .....	135
4.1.1 EVALUACION FINANCIERA .....	135
4.1.2 EVALUACION ECONOMICA .....	136
4.1.3 CRITERIOS PARA SELECCIONAR UN PROYECTO .....	140
4.2 INGRESOS Y BENEFICIOS .....	141
4.2.1 PRODUCCION DE ORO, PLATA Y ZINC .....	141
4.2.2 DETERMINACION DEL PRECIO PARA ORO, PLATA Y ZINC .....	142
4.2.3 CALCULO DE LOS INGRESOS Y BENEFICIOS .....	145
4.3 EGRESOS Y COSTOS .....	147
4.3.1 COSTOS FINANCIEROS .....	147
4.3.2 COSTOS ECONOMICOS .....	149
4.3.3 PROCEDIMIENTO DE ANALISIS DE LOS COSTOS FINANCIEROS A LOS COSTOS ECONOMICOS .....	149
4.4 CALCULO DE LA TASA INTERNA DE RETORNO .....	158
4.4.1 TASA INTERNA DE RETORNO FINANCIERA .....	158
4.4.2 TASA INTERNA DE RETORNO ECONOMICA ECONOMICA .....	160
4.5 ANALISIS DE SENSIBILIDAD .....	164
4.5.1 ANALISIS DE SENSIBILIDAD DE LA EVALUACION FINANCIERA.....	164
4.5.2 ANALISIS DE SENSIBILIDAD DE LA EVALUACION ECONOMICA .....	165
5 CONCLUSIONES Y PERSPECTIVAS .....	167
5.1 CONCLUSIONES DE LA EVALUACION FINANCIERA Y ECONOMICA .....	167
5.1.1 FACTIBILIDAD DE LA INVERSION DE LA MINA .....	167
5.1.2 RECOMENDACIONES .....	168
5.2 PERSPECTIVAS .....	169
FOTOGRAFIAS .....	173
BIBLIOGRAFIA .....	183
ANEXO: (Aparte) INFORME DEL EXAMEN METALURGICA	

LISTA DE TABLAS

	página
Tabla 1-1-1	Investigación geológica del proyecto Piedrancha ..... 3
Tabla 1-4-1	Itinerario de la Misión en Colombia ..... 9
Tabla 2-1-1	Reserva probable de El Diamante ..... 37
Tabla 2-2-1	Reservas explotables y ley de cabeza ..... 42
Tabla 2-2-2	Ley de cabeza ..... 43
Tabla 2-2-3	Equipos para avance de galería ..... 45
Tabla 2-2-4	Equipos que se utilizan en el tajeo ..... 54
Tabla 2-2-5	Especificaciones de los compresores ..... 58
Tabla 2-2-6	Instalaciones auxiliares para explotación ..... 62
Tabla 2-2-7	Demanda eléctrica de la Sección de Explotación ..... 63
Tabla 2-2-8	Costo del personal ..... 66
Tabla 2-2-9	Costo directo de inversión en la explotación ..... 67
Tabla 2-2-10	Costo de construcción ..... 67
Tabla 2-2-11	Inversión total ..... 68
Tabla 2-2-12	Resumen de los costos de operación ..... 70
Tabla 2-2-13	Costos inicial y adicional para explotación ..... 71
Tabla 2-2-14	Base para el cálculo de los costos unitarios de excavación cada metro ..... 72
	Clase: Nivel principal de transporte (2,2m x 2,5m)
Tabla 2-2-15	Base para el cálculo de los costos unitarios de excavación cada metro ..... 73
	Clase: Nivel principal de transporte (2,0m x 2,2m)
Tabla 2-2-16	Base para el cálculo de los costos unitarios de excavación cada metro Clase: Tambor (2,0m x 1,5m) ..... 74

Tabla 2-2-17	Base para el cálculo de los costos unitarios de excavación cada metro Clase: Desquinche .....	75
Tabla 2-2-18	Base para el cálculo de los costos unitarios de excavación cada metro Clase: Rampa de zona baja (2,5m x 2,5m) .....	76
Tabla 2-2-19	Costo total de operación por año .....	77
Tabla 2-3-1	Características físicas de la muestra .....	80
Tabla 2-3-2	Especificaciones en la operación de concentración ..	81
Tabla 2-3-3	Equipo necesario para una planta de 150 t/d .....	82
Tabla 2-3-4	Soporte operacional de la producción .....	87
Tabla 2-3-5	Costo inicial para la planta concentradora .....	89
Tabla 2-3-6	Especificaciones de la cancha de relave .....	92
Tabla 2-3-7	Inversión para la cancha de relave .....	97
Tabla 2-3-8	Costo de operación de la planta concentradora y de la cancha de relave .....	99
Tabla 2-3-9	Ingreso anual por productos .....	101
Tabla 2-4-1	Costo para la construcción de la carretara (inversión inicial) .....	104
Tabla 2-4-2	Costo de operación anual por concentrado de zinc en el puerto de Tumaco .....	108
Tabla 2-4-3	Costo de operación anual de transporte del concentrado de zinc .....	110
Tabla 2-4-4	Costo de construcción de la represa para la toma de agua para la planta concentradora .....	111
Tabla 2-4-5	Costo de instalaciones para agua potable .....	112



Tabla 2-4-6	Demanda de electricidad para las instalaciones de mina ..	113
Tabla 2-4-7	Inversión inicial para el suministro de electricidad por el plan de compra .....	116
Tabla 2-4-8	Inversión inicial para las instalaciones .....	119
Tabla 2-4-9	Costo de los equipos para la sección administrativa ...	120
Tabla 2-4-10	Costo total de operación anual de administración .....	121
Tabla 2-4-11	Personal administrativo y otros .....	122
Tabla 2-4-12	Costo anual operativo del personal administrativo .....	123
Tabla 2-4-13	Costo financiero y económico de las instalaciones y administración .....	124
Tabla 3-2-1	Registro pluviométrico según estación en Guachavez (2.600 m.s.n.m.) .....	127
Tabla 4-2-1	Precio del oro en los últimos años .....	142
Tabla 4-2-2	Precio de la planta en los últimos años .....	143
Tabla 4-2-3	Precio del zinc en los últimos años .....	143
Tabla 4-2-4	Ingresos y beneficios .....	146
Tabla 4-2-5	Valor residual del equipo .....	147
Tabla 4-3-1	Costo financiero .....	148
Tabla 4-3-2	Costo económico .....	151
Tabla 4-3-3	Balanza comercial de Colombia .....	155
Tabla 4-3-4	Cambio oficial e índice de precios al por mayor .....	156
Tabla 4-4-1	Utilidad después de descontar impuestos .....	161
Tabla 4-4-2	Tasa interna de retorno financiera .....	162
Tabla 4-4-3	Tasa interna de retorno económica .....	163
Tabla 4-5-1	Análisis de sensibilidad de la evaluación financiera ..	165
Tabla 4-5-2	Análisis de sensibilidad de la evaluación económica ...	166

LISTA DE FIGURAS

	Página
Fig.2-1-1	Resultado geoquímico del área Diamante-Paraíso-Bombona .... 33
Fig.2-1-2	Perfil de la veta del Diamante para el estudio de mineralización ..... 35
Fig.2-1-3	Perfil de reserva de Diamante V-1 ..... 38
Fig.2-1-4	Perfil de reserva de Diamante V-2 ..... 39
Fig.2-1-5	Perfil de reserva de Diamante V-3 ..... 40
Fig.2-1-6	Ubicación de las vetas y socavones ..... 41
Fig.2-2-1	Método de corte y relleno ..... 50
Fig.2-2-2	Método de explotación de corte sin relleno con pilar ..... 51
Fig.2-3-1	Diagrama de flujo ..... 84
Fig.2-3-2	Ubicación general de equipos de la planta concentradora.... 85
Fig.2-3-3	El plano de la cancha de relave ..... 93
Fig.2-3-4	Sección longitudinal de la cancha de relave ..... 95
Fig.2-3-5	Sección transversal del desvio para el río Diamante ..... 96
Fig.2-4-1	Carretera para transporte ..... 105
Fig.2-4-2	Altura y distancia de El Diamante ..... 106
Fig.2-4-3	Ubicación de las instalaciones de la mina ..... 117
Fig.2-4-4	Organograma del personal de la mina ..... 121
Fig.3-2-1	Drenaje del área del proyecto ..... 128
Fig.3-3-1	Red principal de interconexión eléctrica ..... 130

# I INTRODUCCION



## 1 INTRODUCCION

### 1.1 ANTECEDENTES

La zona Diamante-Paraíso-Bombona está localizada en el flanco occidental de la Cordillera Occidental, en el departamento de Nariño. El área es relativamente lluviosa, con abundante vegetación y de topografía abrupta lo cual hace difícil su exploración.

Los primeros estudios geológicos sistemáticos que se llevaron a cabo en el área, que fueron realizados por el INGEOMINAS y las Naciones Unidas en 1973, indicaron zonas anómalas para cobre, molibdeno, plomo y zinc. Estos trabajos no se continuaron por que existen en el país otras áreas con mayor prioridad.

En el área se encuentran varias minas de oro y plata de tipo filoniano tales como El Tábano, La Concordia, Bombona y El Diamante, se han venido explotando rudimentariamente y en forma antitécnica.

De acuerdo con lo anterior se firmó en diciembre de 1976 un convenio básico de cooperación técnica entre los gobiernos de Colombia y del Japón, mediante el cual se adelantaron varios proyectos en diferentes ramas técnicas. En 1978 el gobierno Colombiano solicitó al gobierno Japonés, a través del convenio de cooperación la asistencia técnica en el campo de los recursos minerales. En respuesta a esta solicitud el gobierno Japonés a través de JICA (Japan International Cooperation Agency) y MMAJ (Metal Mining Agency of Japan) envió una misión para planear y seleccionar el área de proyecto. Con base en los resultados obtenidos por la misión y en acuerdo con la contraparte colombiana se seleccionó el área de Piedrancha en el departamento de Nariño y se establecieron los respectivos términos de referencia. Este proyecto se inició en 1980 y terminó en 1982.

Como actividades se llevaron a cabo inicialmente geología-geoquímica

regional y perforaciones que posteriormente se trabajaron en forma detallada. Las metas físicas alcanzadas en estas primeras fases se presentan en la Tabla 1-1-1.

Durante el desarrollo de este proyecto se localizaron 5 áreas anómalas para Cu-Mo tipo diseminado, 3 áreas para Au tipo filoniano y 2 zonas para Au de tipo placer. Dentro de estas zonas se seleccionaron dos para Cu-Mo, (Rio Blanco y La Verde) donde se hicieron estudios detallados de geología y geoquímica, y una para oro filoniano (El Diamante) que además de los estudios detallados de geología y geoquímica se efectuaron 15 perforaciones.

Con base en los estudios realizados en el área del Diamante, se cree que pueden existir reservas suficientes que justifiquen investigaciones posteriores para adelantar su desarrollo, así como también la presencia de varias vetas auríferas similares en los alrededores, particularmente en el sector Paraíso-Bombona.

Los estudios detallados se terminaron en marzo de 1983, teniendo en cuenta los resultados positivos, el gobierno Colombiano solicitó al gobierno del Japón adelantar el estudio preliminar de factibilidad de la zona Diamante-Paraíso-Bombona. Este nuevo convenio se firmó en junio de 1983.

## 1.2 OBJETIVOS Y ALCANCE DEL ESTUDIO

Entre los diferentes objetivos del proyecto figuran los siguientes:

- Estudio preliminar de factibilidad sobre el desarrollo minero de la mina El Diamante.
- Establecer las bases necesarias para el futuro desarrollo minero de las áreas circunvecinas, tales como el Paraíso y Bombona.

De acuerdo con la naturaleza del área el alcance del estudio comprende los siguientes puntos:

Tabla 1-1-1 Investigación geológica del proyecto Piedrancha

		Fases (Año)		Fase I (1980)	Fase II (1981)	Fase III (1982)	Total	Material utilizado, lugar, elementos etc.	
Metodo de Investigación	Geología y geoquímica			1.000			1.000	Imagen de Landsat, Radar, aerofotos	
	Preparación de mapa topográfico (km <sup>2</sup> )			1.000			1.000	Imagen de Radar, aerofotos	
	Aerofoto-geología (km <sup>2</sup> )			1.000			1.000	N-S 37km, E-W 45 km	
	Geología regional (km <sup>2</sup> )				26,5	18,2	44,7	La Verde, Rio Blanco, Diamante, Bombona, Paraíso	
	Geología semi-detallada (km <sup>2</sup> )					5,8	5,8	Diamante, Bombona, Paraíso, Delícia	
	Exploración geoquímica (N° de muestra)			1.425 Sedimentos activos	920 (Suelo)	2.256 (Suelo)	4.601	Sedimentos activos Elementos: Au, Cu, Pb, Zn, Mo Suelo, elementos: Cu, Mo o As, Zn	
	Perforación exploratoria								
	Longitud total (m) y número de hoyos				757,2 (7)	1.335,9 (8)	2.093,1 (15)	Diámetro último del pozo: BX	
	Estudio en Laboratorio	Sección delgada (N° de muestra)			36	54	32	122	
		Sección pulida (idem)			10	24	39	73	
Análisis químico de rocas (idem)				5	5	3	13	análisis modales de rocas	
Datación radiometría (idem)				3	3	2	8		
Análisis difractivo por Rayo-X (idem)				2	15	43	60	Zona alterada	
Micro-análisis por Rayo-X (EPMA) (idem)				2	10	10	22	Determinación de mineral metálico	
Análisis químico de minerales (idem)				46	51	50	147	Muestras de afloramiento y tunel	
" de nucleos de DDH (idem)					65	80	145	Au, Ag, Cu, Pb, Zn, As (Sb)	
" de roca alterada (idem)						33	33	As, Sb, Si, Ca, S	
Estudio de inclusión fluida (idem) (temperatura homogénea)						20	20	Cuarzo de muestras de DDH	

- El desarrollo de la mina El Diamante es analizada bajo el punto de vista del aprovechamiento de los recursos de la Nación y de rentabilidad comercial.
- De acuerdo con la infraestructura de la región con los resultados que se obtengan en el Diamante, los efectos del desarrollo minero podrían extenderse a las áreas Paraíso y Bombona.
- Revisión de la red actual de comunicación, planes de construcción de carreteras y estudio del potencial disponible de energía eléctrica en la región, además del estudio del suministro de agua necesaria para la explotación y consumo humano.
- Planificación de la obtención de la mano de obra en la región, investigando su disponibilidad, política gubernamental y sistema salarial. Establecimiento de un plan de vivienda adecuado para el personal de explotación y planta.
- Evaluación Integral del proyecto basado en parámetros económicos tales como lucratividad comercial interna y lucratividad económica interna bajo el punto de vista de la economía nacional.
- Presentación de las recomendaciones necesarias para mejorar la viabilidad del proyecto.



### 1.3 ASPECTO GENERAL DEL ESTUDIO

#### 1.3.1 UBICACION, ACCESIBILIDAD Y AMBIENTE DEL AREA

El área se ubica dentro de dos distritos de Santa Cruz y de Piedrancha, cuales ocupan casi centro del Depto Nariño. La mina El Diamante, sector Paraíso y la mina Bombona localizan en cada rincón de un triángulo, cuya base ocupa Diamante - Bombona, que cada lado tiene unos 8 km de la distancia. Geográficamente, se sitúan dentro de las latitudes  $1^{\circ}12' \sim 1^{\circ}15'$  y de las longitudes  $77^{\circ}40' \sim 77^{\circ}45'$ . Topográficamente, el área localiza en el lado oeste de la Cordillera Occidental de los Andes, la cual corre de Norte a Sur paralelamente con la Costa Pacífica.

Desde Bogotá, el capital de Colombia, hay una comunicación diaria de 1 hora por vía aérea con Pasto, el capital de Nariño. Después, hay que tomar el carro en 3 horas para llegar a Guachavez donde tiene una distancia de 109 km desde Pasto. Entre Guachaves y El Diamante existe una vía medio hecha de 12 km en la cual solo puede pasar el carro de doble tracción en la época seca. Esta vía está en construcción oficialmente por el gobierno actualmente.

El clima de la zona de El Diamante, aunque se sitúa muy cerca a la línea equinoccial, es fresca y lluviosa por ser altura más de 2.000 m sobre nivel del mar. Se puede ver unos árboles en las quebradas, y pocos vegetales. Desde junio hasta septiembre es tiempo seco y bueno. Donde la tierra menos pendiente, hay unos pocos campos de ganaderos.

En el sector Paraíso, hay solo producción de fruta Lulo, además de esa unos trabajos de minas pequeñas de oro.

### 1.3.2 DESCRIPCIÓN GENERAL DE MÉTODO DE ANÁLISIS

El análisis que se desarrolló en el presente estudio consta de las etapas mencionadas a continuación.

- (1) Revisión de los datos disponibles en Tokio
- (2) Dos miembros de la misión adelantaron a Bogotá para planear el programa de investigación con los contrapartes colombianos.
- (3) Investigación del área del proyecto; aparte de la investigación del área El Diamante, la misión acompañado con los miembros de INGEOMINAS ha visitado Pto. Tumaco, mina Marmato, las instituciones gubernamentales, y organizaciones relacionadas para obtener las informaciones necesarias, y luego, para discutir con los contrapartes.
- (4) Al investigar la mina El Diamante, se hizo un muestreo de minerales para enviar al Japón y hacer el examen metalúrgico a fin de estudiar el mejor método de recuperación de los minerales en el laboratorio especializado de Tokio.
- (5) En el estudio de lucratividad de la mina El Diamante, se hizo inicialmente el cálculo financiero, y luego avanzó al análisis económico utilizando los valores arreglados requeridos. Se muestra el método más concretamente a continuación;
  - a. Determinación de la reserva explotable de la mina El Diamante según los datos disponibles y por la observación en mismo sitio, como 478.400 t con tenor de Au 5,8 g/t, Ag 91 g/t y Zn 1,68%. Por consiguiente, establecer la escala de producción diario como 150 t con la vida de 10,6 años.
  - b. Planear por esta escala el mejor método de explotación y concentración apropiada, y hacer cálculos de los costos iniciales y de operación.

c. Estimar la cantidad necesaria de agua, de energía eléctrica, de transportación y de vivienda etc., y estudiar los medios de suministro y los costos necesarios para ellos.

d. El ingreso, se ha calculado por los precios determinados refiriendo a los valores internacionales recientes de oro, plata y zinc, además por cantidad respectiva de los productos de Au-Ag (precipitado) y concentrado de zinc, en cada año.

(6) Para juzgar la factibilidad de inversión por una empresa particular, se ha utilizado el método de la tasa interna de retorno financiera, basando en los precios actuales del mercado y reduciendo los costos e ingresos de todo el tiempo del proyecto al valor actual.

Para hacer la evaluación del desarrollo desde el punto de vista del económica nacional, se ha utilizado el método de la tasa interna de retorno económica. En su caso, se hizo un arreglo sobre los impuestos, los costos de mano de obra no calificada y consideración del costo público como de la escuela. Sin embargo, no se hizo arreglo por el cambio de moneda (cambio latente) aun que es común hacerlo en tal análisis económico por ser muy pequeña su diferencia en Colombia. Además, por razón de que se hizo el estudio presente con el precio actual, no se ha considerado el factor de inflación. No obstante, se llevó a cabo un análisis de sensibilidad haciendo los cálculos por los costos y beneficios aumentados o bajados al 10% y 20% para ver influencia cuando haya cierta discrepancia en la estimación hecha sobre el costo o beneficio.

## 1.4 MIEMBROS Y ACTIVIDADES

### 1.4.1 PERSONAL DEL PROYECTO

Miembros japoneses	Miembros colombianos
Negociador y planeación	
Akira Takahashi (MMAJ)	Nohra Bateman (DNP)*
Shozo Sawaya ( " )	Rígia Rodríguez ( " )
Kazuhiko Uematsu ( " )	Alfonso López Reyna (IGM)**
Shigeo Wada (JICA)	Raul Durán ( " )
	Joaquín Buenaventura ( " )
Misión (Cargo)	Contraparte de la Misión
Junnosuke Oikawa (IDC)** (Jefe)	Joaquín Buenaventura (IGM) (Economía minera)
Nobuo Matsui ( " ) (Metalurgia)	Romero Figueroa ( " ) (Metalurgia)
Yasuo Mukai ( " ) (Explotación)	Abigail Orrego ( " ) (Geología)
Naoto Aizawa ( " ) (Geología)	Armando Duarte (ECOMINAS)****
Katsuo Otsuka ( " ) (Economía)	
Masahiro Nakashima ( " ) (Infraestructura)	

\* DNP : Departamento Nacional de Planeación

\*\* IGM : Instituto Nacional de Investigaciones Geológico-Mineras

\*\*\* IDC : International Development Center of Japan

\*\*\*\* ECOMINAS : Empresa Colombiana de Minas

### 1.4.2 ACTIVIDADES DETALLADAS

La Misión perteneció en Colombia desde el día 19 de julio hasta el día 20 de agosto de 1983. Las actividades detalladas se demuestran en la Tabla 1-4-1.

Tabla 1-4-1 Itinerario de la Misión en Colombia

N°	Mes / Día		Lugar de alojamiento	Itinerario
1	Jul/18	L	Mexico	Oikawa, Nakashima departen de Tokio, JL012
2	19	M	Bogotá	Llegada a Bogotá
3	20	M	ídem	Preparación de investigación con contrapartes Reunión con los jefes de DNP y INGEOMINAS
8	25	L		
9	26	M	ídem	Matsui, Mukai, Aizawa, Otsuka llegaron a Bogotá, con los Srs Sawaya, Uematsu de MNAJ
10	27	M	ídem	Reunión entre INGEOMINAS y toda la Misión
11	28	J	ídem	Preparación y presentacion de cuestionario a instituciones Audencias por información, con las oficinas
12	29	V		
13	30	S	Pasto	Viaje de Bogota a Pasto por avión, visita Zona Minera
14	31	D	ídem	Preparación, discusión con contrapartes
15	Ago/ 1	L	Samaniego	Visita de cortesía al Sr Gobernador de Depto Nariño con los jefes de INGEOMINAS Luego, viaje a Samaniego por Jeeps
16	2	M	ídem	Estudios y muestres de la mina El Diamante, Audencias con las oficinas (Municipalidades, Caja agraria y min, asociacion pequeña minería, etc.)
18	4	J		
19	5	V	Pasto	Audencias en Samaniego, luego viaje a Pasto
20	6	S	Oikawa, Matsui, Otsuka, con sr Figueroa, preparacion de muestras para examen metalurgico y audiencia en Zona Minera	Mukai, Aizawa, Nakashima con Sr. Buenaventura, viajan a Pto Tumaco día 6, y regresan día 7.
21	7	D		
22	8	L	Oikawa, Otsuka, Matsui, Nakashima con Sr. Orrego, audiencias en las oficinas en Pasto. (Municipalidad, Banco de la República, Caja agraria y minas, Uni. transp. de Nariño, CEDENAR, HIMAT, Inst. Agustín Codazi, Dir. trabajo, Hacienda, Seg. Soc., Plan de Nariño, Inst. Const. Escol., Asoc. Comer., INDERENA. y otras.)	Matsui, Mukai, Aizawa, Srs. Buenaventura, Figueroa, Viajan a Medellín, Visita a la mina Marmato, audiencias en la universidad, IGM de Medellín y otras.
26	12	V		
27	13	S	Regresan a Bogota, en corporación de los dos grupos	
28	14	D	Bogotá	Revisión de datos, audiencias en las oficinas (Min. Min. Energ, Corr. desar. indust., Min. O.P.T., Banco de Rep., y otras) Explicación verbal a los jefes de IGM sobre los trabajos hechos (18/ago)
33	19	V		
34	20	S	Los Angeles	Viaje p. EA 962-505
35	21	D	(Avión)	" p. JL 061
36	22	L	(Japón)	Llegada a Narita

## **2. PLAN DE DESARROLLO MINERO**

## 2 PLAN DE DESARROLLO MINERO

### 2.1 GEOLOGIA, MINERALIZACION Y RESERVAS

#### 2.1.1 GEOLOGIA GENERAL

##### 2.1.1.1 Geología regional

En términos generales, la geología de Colombia está constituida en parte por rocas precámbricas del escudo Guayanés, que se encuentran en la zona oriental y por sedimentos geosinclinales Paleozoicos-Mezozoicos que constituyen la zona orogénica Andina localizada en la parte central y occidental. El escudo de Guayana forma parte del cratón central del continente-Sur Americano y la zona Andina representada la parte más norte de la gran Cordillera de los Andes, cuyas rocas que la conforman han sido metamorfizadas, plegadas y afectadas por magmatismo.

El área del proyecto está localizada en el extremo sur de la Cordillera Occidental, cerca al sitio donde las tres cordilleras del Andes se unen en el departamento de Nariño. En la parte oriental de Nariño, afloran rocas Paleozoicas y Precámbricas que en sus márgenes este y oeste se encuentran en contactos generalmente tectónicos con rocas Cretácicas y Terciarias. La parte oeste del departamento está constituida por vulcanitas básicas y sedimentitas Mesozoicas de ambiente oceánico del tipo eu-geosinclinal que presentan metamorfismo de las facies phrenitapumpeleita a esquistos verdes.

En contraste, en la zona más oriental del departamento, también afloran sedimentitas de ámbito continental, tipo miogeosinclinal. Las unidades mencionadas anteriormente están cubiertas parcialmente por vulcanitas de composición intermedia del Cenozoico tardío.

En el área de interés afloran vulcanitas y sedimentitas Mesozoicas, intruídas por batolitos y pequeños stocks de composición intermedia y edad

Terciaria. El fallamiento del área se caracteriza por presentar tres direcciones dominantes NE-SW, NW-SE y N-S, con un sistema menor E-W. Se cree lo que los sistemas de falla NE-SW y NW-SE son de la misma edad y forman zonas complejas de cizallamiento. Las fallas del sistema N-S tienen relativamente buena continuidad, lo cual significaría que este sistema ha sido reactivado más recientemente que los sistemas nombrados anteriormente. En el área estudiada, existen dos clases de mineralizaciones, una de tipo pórfido cuprífero en rocas ácidas intrusivas y otra aurífera de tipo filoniano polimetálico. En la zona del Diamante, sólo se conoce la mineralización aurífera de tipo filoniano.

En resumen los eventos geológicos en el área acontecieron así:

- 1) Vulcanismo básico submarino y sedimentación durante el Cretáceo y principios del Terciario en el oeste de Colombia
- 2) Sedimentación de rocas molásicas al este del área.
- 3) Plegamiento con estilo tectónico NNE-SSW y metamorfismo por compresión E-W.
- 4) Intrusiones de composición intermedia a ácida durante el Terciario.
- 5) Desarrollo de fracturas con dirección NW-SE y emplazamiento de soluciones hidrotermales polimetálicas de tipo filoniano.
- 6) Desarrollo de fallas con dirección N-S.
- 7) Vulcanismo del Cenozoico tardío.

#### 2.1.1.2 Geología del área de proyecto

En el área del proyecto, se distribuyen las rocas volcánicas verdes, lutitas y granodiorita. En la montaña, donde está al extremo sur del área, se observa que las capas delgadas recientes del volcánico aun no están sólidas.

##### (1) Rocas volcánicas verdes

Están constituidas por las rocas de lava andesítica, aglomerada y



tobas, de color verde claro u oscuro y bien compacta en general.

#### (2) Lutitas

Es del tipo silíceo con el color gris a la vista, y contiene algunas capas delgadas de caliza. Debido a la presencia de Piedrancha granodiorita en la zona oeste, se origino una fuerte silicificación, piritización en partes, y además termo-metamorfismo.

#### (3) Piedrancha granodiorita

Se divide en tres grupos como sigue:

- i) Granodiorita de grano fino
- ii) Granodiorita de grano grueso
- iii) Aplita

La Piedrancha granodiorita está compuesta en su mayor parte por i) y ii). Aplita está intruida como un pequeño dique entre ellas. La datación de la granodiorita de grano grueso por el metodo K-Ar, dió como resultado una antigüedad de  $6,5 \pm 2,7$  millones de años, lo cual indica que pertenece a la época final del mioceno Terciario.

#### (4) Estructura geológica

Se desarrolló los siguientes lineamentos; primero de NW-SE, segundo de NE-SW, tercero de N-S y además, con menor intensidad un sistema de E-W. La estructura de NW-SE es más predominante en el área del proyecto, como son las que están paralelamente a los ríos principales, a las fracturaciones y a las vetas. El sistema N-S, siguiente al NW-SE, aparece frecuentemente en la dirección de las quebradas, cuales también toman a veces la dirección de NE-SW. El sistema E-W, se observa como diaclasa en la zona Norte del área

En lo que se refiere a la estructura general, se puede decir que las capas sedimentarias forman un "pliegue isoclinal" con una dirección de NNE-SSW, aunque es muy difícil determinarlo con exactitud, debido a su pequeña distribución y a la deformación de su estructura por intrusivo.

### 2.1.2 DISTRIBUCION DE LOS YACIMIENTOS

Los yacimientos que se encuentran dentro del área del proyecto, pertenece sólo al tipo "filoniano de oro" de relleno de fisuras.

Las vetas están ubicadas dentro de las rocas volcánicas verdes y granodioritas, están compuestas por cuarzo, pirita, arsenopirita, esfalerita y otros sulfuros. Las vetas, generalmente mantienen la dirección NW-SE, cuyas dimensiones son de 5 a 80 cm de ancho por 100 a 200 m de longitud.

A las vetas, frecuentemente lo acompañan 2 ó 3 vetas más, las que corren casi paralelamente entre sí, formando así una zona mineralizada.

En lo que concierne a la zona mineralizada son 3 y que fueron descubiertas por la investigación geoquímica. Entre estas zonas hay aproximadamente 3 km de espacio.

Los yacimientos y los indicios de mineralización de las 3 zonas antes mencionadas son las siguientes:

- Zona mineralizada del Este con las minas de Marina, El Diamante, Gitana Segunda, Desquite e indicios de prolongación de mineralización de la mina Gitana con dirección Nor-Oeste.

- Zona mineralizada Central, con sus minas Delicia, Jaral y los indicios de la mina Paraíso Q. 3.

- Zona mineralizada del Oeste, donde se halla la mina Bombona con indicios de la prolongación de la misma.

#### 2.1.2.1 Zona mineralizada del Este:

En ésta zona, existen dos sub-zonas; del Diamante y de Marina-Gitana. La prolongación hacia el Nor-Oeste de la mina Gitana como antes se nombró, ha sido confirmado por la investigación geoquímica, localizándose a unos 7,5 km de distancia de esta zona la mina Desquite.

Las vetas están ubicadas en las rocas volcánicas verdes a excepción de la mina Desquite que está dentro de las granodioritas.

(1) Mina El Diamante

Este yacimiento muestra con más fuerza su mineralización y tiene una larga historia de explotación, aunque para ello se utilizó un sistema muy rudimentario. Gracias a la investigación geoquímica y a la perforación (15 hoyos, 2.096,7m en total) que se llevó a cabo con la cooperación técnica del Japón durante 3 años de 1980 a 1982, se determinó el potencial de reserva de la misma, la que se describirá más adelante.

(2) Mina Marina

Las vetas de esta mina se localizan a 300 m paralelamente al este de la veta del Diamante. Hay varios socavones cerca de la quebrada, los cuales tienen menos de 100 m de profundidad. La dirección de las vetas es de NW-SE y su inclinación varía de 20°-75° hacia el NE. Su potencial y su extensión varían bastante, alcanzando hasta 130 cm de ancho (frente al socavón Triunfo) como máximo, con unos 70 m de largo y 15 m de profundidad. Las vetas son arcillosas y de color café. Cerca de la boca mina, debido a la oxidación se aprecian sulfuros y cuarzo dentro del socavón.

(3) Mina Gitana Segunda

Se localiza a 500 m al nor-oeste de la mina Marina, y actualmente se está explotando en pequeña escala. La zona mineralizada tiene un ancho de 120 m, dentro de la cual existen 6 vetas. Entre éstas vetas, 4 vetas contienen oro (Au 2,0 ~ 11,8 g/t, promedio de 6,3 g/t). La dirección de las vetas es 34° al Norte y de 50° al Oeste y su inclinación varía de 45° a 70°. El ancho de la veta varía entre 10 cm y 60 cm, siendo en su mayoría

de 50 cm, aunque se encontró una parte que pueda alcanzar hasta 1 m según el tajeo realizado. El mineral que se encuentra en la veta es arcilloso, dentro de la misma se encuentra una o varias vetillas de cuarzo. La roca encajante a esta veta es del tipo volcánica verde.

#### (4) Indicios de mineralización hacia el NW de la mina Gitana

El sector noroeste de la mina Gitana se halla cubierta de vegetación, por lo que sólo es posible la afloración de algunos minerales en algunas quebradas. La mayor parte de dicho sector está conformado por la roca andesita basáltica y de lutita siliceo en el extremo. Sólo se confirmó la presencia de una veta, la Gitana N° 1, con un ancho de 20 cm.

Sólo se confirmó la presencia de una veta, la Gitana N° 1, con un ancho de 20 cm.

Según la investigación geoquímica llevada a cabo se ha encontrado 5 bandas anomalías y se espera seguir descubriendo nuevas vetas prósperas en las futuras exploraciones.

#### (5) Mina Desquite

La mina Desquite se encuentra localizada en la falda que corresponde derecho del río Telembi. Se están haciendo trabajos de explotación subterránea, molino de agua y cianuración, dichos trabajos debido a lo esporádicos y manuales que son, la producción no supera una tonelada diaria. La veta tiene una dirección de 40° noroeste con buzamiento de 70° noreste. Su ancho varía de 4 cm a 40 cm y su longitud horizontal es de 30 m con el tenor Au tr -5,1 g/t, Ag tr -9 g/t.

Según la investigación geoquímica realizada, se determinó una zona anómala de Zn con un ancho de 100 m y 700 m de largo, encontrándose la mina en el centro, lo que bien coincide con la dirección de la veta.

### 2.1.2.2 Zona mineralizada central

En el área de esta zona se puede notar sólo la presencia de granodiorita. Los afloramientos e indicio de mineralización son:

#### (1) Indicio de mineralización del Paraíso

Está ubicada en una ladera cuya topografía es suave, está atravesada por el río Telembí y el río Cerro donde precisamente se unen ambos ríos. Su altura es de 2.000 m.s.n.m.

Se encontraron los siguientes indicios: ① San Antonio ② Ruidosa ③ San Luis ④ Q. Lulo ⑤ Q. Oso Arriba ⑥ Rama de Q. Oso ⑦ Extremo Oeste de la línea geoquímica D-6 y ⑧ Zona media de Q.2.

De todos estos indicios, solo algunos de ellos han explorado, siendo en su mayoría indicios nuevos.

#### ① San Antonio

Este indicio ha sido el más explorado, tiene un pozo de tajo abierto con dimensiones de 90 m E-W y 25 m N-S. En el lado norte del pozo, se observa una zona oxidada de 3 m de ancho con las vetillas en dos direcciones; 5° NW y 24° NW. La muestra analizada dió como resultado; Au 4,6 g/t, Ag 5 g/t.

#### ② Ruidosa

Este indicio de mineralización está situada a 300 m de distancia del indicio de San Antonio con dirección sur-este. El trabajo que se viene haciendo es rudimentario. La veta tiene un ancho de 2,5 m, con dirección de 40° NW y un buzamiento de 50° SW.

Luego de ser analizada la muestra se obtuvo estos resultados: Au; tr- 6,7 g/t, Ag; 14 - 144 g/t. La veta contiene cuarzo, arcilla de sericita y kaolinita.

③ San Luis

Se encuentra localizado a 1,5 km del indicio de San Antonio con dirección WSW. Se puede observar tres vetas dentro de un espacio de 3 m, donde hay un socavón que atravieza dos de estas. El ancho de la veta es de 10 cm a 40 cm y los análisis respectivos dió un tenor de Au:tr ~ 4.8 g/t, Ag: tr ~ 9 g/t.

④ Quebrada Lulo

Dentro de esta quebrada, donde como el río Lulo ramifica del río Telembí, existe una fractura oxidada. La dirección y buzamiento son 65° NW y 80° N respectivamente. Su mineralización es débil.

⑤ Q. Oso arriba

Se pueden ver 3 vetas paralelas dentro de un corte de terreno de 7m ya existente, por donde pasa el conducto de agua que viene desde San Antonio. La veta tiene un ancho de 5 cm a 10 cm, con dirección de 50° al NW y buzamiento de 85° NE.

⑥ Roma de la Q. Oso

Este indicio se encuentra ubicado a 450 m de distancia del indicio Ruidosa con la misma dirección del indicio San Antonio, en el que se puede apreciar una misma veta en dos lugares diferentes, con espesor de 80 cm y 10 cm; dirección misma de 80° NW y buzamiento de 80° N y 80° W respectivamente.

Debido a su aparente escasa mineralización no se hizo analizar ninguna muestra.

⑦ Extremo Oeste de la línea geoquímica D-6

Se caracteriza por una acumulación de piedras mineralizadas, compuestas de óxido de sulfuro ("gossan"), siendo su diámetro promedio de 1 m. Tomando como base, la ubicación de estas piedras se considera que son residuos de alguna veta, la que estaría muy cerca.

⑧ Zona media de Q. 2

Han sido descubiertos dos sectores poco mineralizados dentro de esta zona, de los cuales, uno de ellos tiene un corto socavón, orientado hacia el oeste, en la quebrada donde el camino Guachávez-Edén está cerca. Se han realizado los respectivos análisis pero sin ningún resultado alentador es decir no se obtuvo oro ni plata. Con base a la antes mencionado, entre estas zonas anomalas y indicios se podrán encontrar algunas vetas mineralizadas explotables.

(2) Mina Delicia

Ubicada en el sector que corresponde al lado izquierdo del río Cerro y a 2 km de la mina Paraíso en dirección sur. Están distribuidos la granodiorita oscura de grano fino en la zona alta y la granodiorita clara de grano medio o grueso en la zona baja. Por otro lado, existen dos tajos con cierta antigüedad sin que la veta explotada se pueda distinguir debido a un derrumbe.

(3) Indicio de la Quebrada 3

En un espacio de 40 m de esta quebrada, se observan 4 vetas de cuarzo oxidado y en la falda izquierda de la misma, como a unos 50 m hacia arriba, se puede ver una mineralización de sulfuro, mostrando una topografía de deslizamiento. La roca encajante es de granodiorita, su espesor fluctúa entre 15 cm a 55 cm, su rumbo y buzamiento tienen un rumbo de NW-SE y NW-SE respectivamente.

Los análisis arrojaron un resultado de: Au; tr-7,3 g/t, Ag; tr - 19,3 g/t.

#### (4) Indicios de Jarol

Está localizado a 250 m en dirección NE, tomando como referencia el punto de separación del camino Guachavez-Edén y la mina Delicia. En el riachuelo que corre hacia el NW, hay una veta cuyo espesor es de 1,2 m, buzamiento de  $60^{\circ}$ NE y cumbo  $35^{\circ}$  -  $60^{\circ}$  NW. Se caracteriza por presentar arcilla de color blanco y chocolate; los análisis efectuados hasta ahora, indican que no contiene oro.

Por la investigación geoquímica que se hizo, se han descubierto 3 zonas anómalas (Fig. 2-1-1; 10, 11 y 12). La anomalía N° 10 consta de 3 vetas, que afloran en la quebrada 3 y se cree que su prolongación, hacia el NW puede estar unido con la anomalía N° 3. La zona anómala N° 11 incluyendo la parte SE de la veta de la mina Delicia y la quebrada 3 N en dirección NW tienen un largo de 2.000 m por 400 m de ancho como máximo, lo que indica su gran extensión. La anomalía N° 12 es relativamente pequeña en relación a las dos anteriores.

#### 2.1.2.3 Zona mineralizada

##### (1) Mina Bombona

Esta mina se trabajó con gran auge en el año 1950, lo demuestra la existencia de la base de la planta concentradora y varios socavones hechos en esa época. Debido a los derrumbes ocurridos es difícil ingresar a esas socavones actualmente, excepto en dos lugares donde se sigue explotando pero en forma rudimentaria y sin orientación técnica. La roca encajante de las vetas en su mayoría corresponde a la granodiorita y sedimentita en menor cantidad.

La zona de Bombona se localiza en el margen oeste de Piedrancha granodiorita, donde están bien desarrolladas las fracturas, que tienen una dirección de  $50^{\circ}$  -  $60^{\circ}$  NW. Se puede clasificar las vetas en dos grupos;



Bombona alta y Bombona baja, las que están trabajando actualmente. El rumbo de las vetas es de  $60^{\circ}$  NW, con buzamiento de  $70^{\circ}$ -  $80^{\circ}$ S, y ordenados en forma de "echelón": despliegue escalonado. El ancho es variado, llegando a un máximo de 40 cm. Generalmente, una veta se empobrece, pasados los 10 m aproximadamente, al cabo de esta distancia solamente se encuentra oxidación, aunque se exploró unos 60 m a través del túnel.

La veta es de cuarzo aurífero que contiene pirita, arsenopirita, esfalerita, galena y calcopirita en menor cantidad. Según los análisis, el tenor es: Au 0,7 - 80 g/t, Ag 6 - 812 g/t, Cu tr - 0,1%, Pb tr - 0,5%, Zn tr - 0,7%, As 0,7 - 5,4%.

Se han descubierto 5 anomalías fuertes y 4 anomalías débiles, de las cuales, las zonas, donde se encuentran tres de las anomalías fuertes, coinciden con las de las vetas ya existentes y las dos restantes pueden ser indicadoras de nuevas vetas.

#### (2) Prolongación NW de Bombona

Localizada en la ladera izquierda del río Bombona, los indicios de mineralización se reconocen en la Q. 13 inmediato a la mina Bombona baja, donde las vetas muestran una dirección de  $45^{\circ}$  NW ó E-W con una indicación de  $48^{\circ}$  NE ó  $80^{\circ}$  SW. Los resultados de los análisis de las muestras tomadas en 4 afloramientos fueron: Au tr - 43,6 g/t, Ag tr - 1.144 g/t. Hay un solo túnel viejo, cuya entrada está bloqueada, lo que imposibilita el ingreso al mismo.

Durante la investigación geoquímica, se reconocieron 2 anomalías paralelas, de las cuales una zona corresponde a una veta conocida y la otra es necesario explorar.

### 2.1.3 MINERALIZACION Y ALTERACION

#### 2.1.3.1 Relación con la estructura geológica

Generalmente, la dirección de las vetas que se distribuyen en el área, siguen un rumbo NW-SE, que es común cuando la roca encajante pertenece al grupo de las volcánicas verdes o granodiorita. Los lineamientos principales de la región lo conforman 3 sistemas; NW-SE, NE-SW y N-S, habiendo sufrido mineralización sólo las fracturas del sistema NW-SE. Se puede decir que estos lineamientos regionales se desarrollaron básicamente por la fuerza de compresión E-W lo que originó dos fallas esquiladas (sistemas: NW-SE y NE-SW) y una falla de compresión (sistema N-S).

Confirmada la existencia de varias vetas e indicios de mineralización por la investigación geológica y geoquímica, se las dividió en 3 zonas mineralizadas, distribuidas casi paralelamente, habiendo 3 km aproximadamente de separación entre ellas.

#### 2.1.3.2 Relación con la actividad ignea

Se considera que el indicio de mineralización, corresponde al tiempo en que la granodiorita intruida ya estaba sólida, teniendo casi las mismas características físicas de la roca encajante (volcánicas verdes). La razón para esta consideración es que las vetas siguen una misma dirección en cualquiera de los casos (volcánicas verdes y granodiorita). Sin embargo, también es verdad que los yacimientos auríferos están dentro o cerca del área de granodiorita, lo que sugiere, que hay una estrecha relación entre intrusión de granodiorita y mineralización aurífera.

La Piedrancha granodiorita tiene la tendencia de cambiar su acidez, siendo al comienzo diorítica y más tarde granítica. Aparte de la Piedrancha granodiorita, en el sector norte de este área, existen unos intrusivos antiguos de diorita, acompañados de una mineralización de cobre-molibdeno. La datación de la Piedrancha granodiorita dió un resultado de 2 a 6 millones

de años. En conclusión, la mineralización aurífera habría sucedido, un poco después de la intrusión de la Piedrancha granodiorita.

#### 2.1.3.3 Alteración

Por el estudio a través de Rayo-X de los minerales alterados, se concluye que los minerales como; sericita-montmorillonita/Kaolina-clorita, se encuentran ordenados hacia afuera. Por los análisis químicos de Si, Sb, As y S, se puede decir que el contenido de As y SiO<sub>2</sub> es mayor en el interior de la veta, en el caso del Ca sucede lo contrario.

Resumiendo, siguiendo a la zona silicificada inmediata a la veta, está la parte de devitrificación que luego se ha sido reemplazado por montmorillonita.

#### 2.1.3.4 Minerales

Los minerales constituyentes de la veta en mayor parte son pirita y arsenopirita, seguido por esfalerita, y en menor proporción calcopirita, galena y tetrahedrita. Como los minerales de oro y plata, se determinaron argentita, pirargirita, y freibergita por micro-análisis de Rayo-X. El mineral de ganga es el cuarzo. Por una investigación efectuada, se dedujo que entre los minerales caídos de la mina desquite se encuentra la calcita.

El electrum, según Micro-Análisis de Eléctro-Probe (EPMA), contiene más oro, 60% - 80%, bajo la forma de unas figuras irregulares de 100 µm aproximadamente. Lo acompañan: pirita, arsenopirita y a veces sólo cuarzo. Referente a los minerales argentíferos, se presentan paragénicamente junto a la pirita, calcopirita y galena, pero a veces también se ve que atravieza como una vena fina dentro de las mismas.

#### 2.1.3.5 Yacimientos; características

Las características especiales de los yacimientos se nombran a continu-

ación.

- (1) Son vetas auríferas de tipo filoniano polimetálico que yacen dentro de las rocas volcánicas verdes de Cretacio y granodiorita del Neo-Terciario.
- (2) Se les puede clasificar en dos grupos; primero, las vetas que contienen mas silica y menos sulfuros (El Tábano, La Concordia etc.) y segundo las vetas con más esfalerita y otros sulfuros y menos sílica (El Diamante, Bombona etc.). Cabe anotar que ambos tienen arsénico aunque moderadamente. El tenor de mineralización en ambos casos es de 5 - 15 g/t.
- (3) La mineralización de las vetas se produjo por el rellenamiento de las fracturas del sistema NW-SE, que pertenece a unos de los sistemas de las fallas o fracturas esquiladas. (Originada por una fuerza de compresión E-W)
- (4) Dentro del área estudiada, existen 3 zonas mineralizadas, distribuidas casi paralelamente, con dirección NW-SE y 3 km aproximadamente de separación entre ellas.
- (5) Dentro de cada zona mineralizada, cuyos espesores varían entre 400 m a 600 m, se encuentran varias vetas.
- (6) Cada veta, generalmente, es angosta con menos de 1 m de espesor y 150 m - 200 m de largo que también es relativamente corta. Se estima que la profundidad es de 200 m más o menos. Hasta ahora, la veta donde su espesor es el máximo encontrado es la del Diamante (5,6 m).
- (7) La veta contiene pirita y arsenopirita en abundancia. El electrum (mezcla de oro y plata), está precipitado en mismo tiempo a la cristalización de la arsenopirita. Vale nombrar, una relación general es que, en las vetas donde hay alto contenido de arsénico, también el contenido de oro, es mayor.
- (8) No parece que haya relación íntima entre la esfalerita y electrum. La ley de zinc llega hasta 10% en la bonanza del Diamante. Se puede men-

cionar también que la zona mineralizada Diamante-Desquite, tiene más zinc comparando con la presencia de las dos anteriores.

#### 2.1.4 MINA EL DIAMANTE

##### 2.1.4.1 Aspectos generales de la mina El Diamante

En base a los estudios realizados a cerca de ésta mina, se puede decir que son las siguientes:

(1) El yacimiento del Diamante se compone de una veta principal (V-3) y dos vetas secundarias (V-1, V-2) siendo ramificaciones de la anterior (V-3).

La veta principal (V-3) sigue un rumbo NW-SE, su largo es de 800 m distribuido en forma casi vertical. Actualmente se están explotando en pequeña escala los socavones Diamante, Hormiga, Auxiliadora, Gualquilia y San Sebastián.

(2) La prolongación hacía el NW de la veta V-1, tiene conexión con la veta del socavón Hormiga y la de la V-3 con la del socavón Auxiliadora.

(3) Tanto el ancho como el tenor de la veta son irregulares.

(4) La parte más ancha y rica de oro se ubica dentro del Socavón del Diamante, y su continuación hacia abajo está confirmado por las perforaciones PD-6 y PD-10. Generalmente, la veta que contiene buen oro tiene poco ancho (30 ~ 80 cm) y largo de 150 m ~ 200 m.

(5) Los minerales que se encuentran en abundancia son; pirita y arsenopirita, y en menor cantidad esfalerita, calcopirita y galena, y en mucha menor proporción tetrahedrita, mineral de bismuto-antimonio y de plata.

(6) Los minerales tales como oro y plata (electrum), se hallan entre el cuarzo y arsenopirita o entre cristales de sulfuros, que tiene una grandeza alrededor de 100  $\mu$ m.

(7) No se nota ninguna diferencia positiva en la relación entre mineralización y roca encajante. Cerca de la veta (10 cm - 50 cm) se observa una serie de alteraciones de sericitización, montmollonitización y silicificación.

#### 2.1.4.2 Detalles con referencia a los socavones

Se dan de acuerdo a su distribución de norte a sur.

Socavón Hormiga: 20 m de largo dirección de la veta a 40° NW, con buzamientos de 65° NW. La muestra tomada en 25 cm de ancho dió un tenor de Au 17,0 g/t, Ag 143 g/t, así mismo se encontró As 23%.

Socavón Hormiga W: dirección 50° NW, buzamiento 50° NE, la veta está compuesta por óxido arcilloso con el ancho de 20 cm - 30 cm en el túnel de 12 m. con una mineralización débil.

Socavón Auxiliadora: varias venillas forman un conglomerado ("net-work") alargado con la dirección aproximada de 60° NW. La zona más mineralizada de 120 cm tiene un tenor de Au 15,7 g/t, Ag 13 g/t. Además, el de la parte sur del socavón es: Au 3,3 g/t y Ag 90g/t, notándose también un poco de esfalerita.

Socavón Diamante: Es el más grande y el que se viene explotando con más fuerza aunque rudimentariamente con un rendimiento de 2 - 3 t/d. Tiene un equipo de pisón-molino de agua y una mesa-Wilfrey (2 - 3 t/d). Este socavón tiene 100 m de largo y los últimos 20 m están dentro de la zona de mineralización, y cruzan varios túneles antiguos. Como la roca está alterada y es muy blanda; casi en su totalidad se encuentra entibada, pues, se hace difícil observar la mineralización detalladamente. Los resultados de los análisis de las muestras tomadas de las paredes de la parte frontal de donde se vienen extrayendo minerales actualmente, son los siguientes;

	N° de Muestra	Ancho (cm)	Au (g/t)	Ag (g/t)	Cu (%)	Pb (%)	Zn (%)	As (%)
Pared Norte	DIA-1	200	2,0	3	0,1	0,0	0,1	0,6
	DIA-2	200	7,6	122	0,4	0,1	1,1	1,6
	DIA-3	100	25,5	76	0,1	0,2	1,5	6,0
	Promedio	(500)	8,9	65	0,2	0,1	0,9	2,7
Galería baja	2-D-10	300	2,4	59	0,1	0,1	0,9	2,9
	2-D-11	300	16,3	64	0,1	0,1	1,4	1,1
	2-D-12	300	4,6	80	0,1	0,2	1,6	2,6
	Promedio	(900)	7,8	68	0,1	0,1	1,3	2,2
Bajo del pozo	2-D-2	120	5,3	134	0,6	0,2	3,0	7,4
	2-D-3	100	9,3	46	0,3	0,1	2,9	2,2
	Promedio	(220)	7,1	94	0,4	0,2	3,0	5,0

Resumiendo, los resultados dados antes, se puede determinar que, el tenor de esta zona es: Au 8 g/t y Ag 75 g/t. Su ancho no puede determinarse exactamente debido a las entibaciones, sin embargo se estima como de 10 m aproximadamente.

Dichos datos (tenor y espesor), coinciden bastante con los resultados de la perforación N° PD-6 (9 m horizontal, Au 9,0 g/t, Ag 59 g/t).

#### 2.1.4.3 Mineralización y característica de los minerales

En la veta se conoce varios minerales, los cuales se están estudiando por microscopio y están ordenados según el tiempo de cristalización, de la siguiente forma:

- Inicial (1) pirita, arsenopirita, electrum  
 (2) esfalerita, calcopirita, galena, mineral argentíferas de plomo-bismuto, tetraedrita  
 (3) pirita, marcasita  
 Final (4) Argentita, pirargirita

El mineral de ganga es el cuarzo, con un poco de dolomita.

Como característica especial del yacimiento El Diamante, se puede

añadir que también hay 2 ~ 3% de Zn y 0,2 ~ 0,4% de Cu. Casi todos los cristales de esfalerita contienen alta cantidad de cristales de calcopirita distribuidos en forma de puntos, y galena es escaso, conteniendo frecuentemente minerales argentíferas.

Debido a que se observa una brecha por la falla, dentro de la cual se ve los minerales correspondientes a (3) y (4), se considera que hubo un movimiento nuevo a lo largo de la veta en el tiempo perteneciente al (2) y (3) de cristalización.

Los minerales explotables se clasifican en 3 grupos siguientes:

(1) Sulfuro silíceo: En la veta de cuarzo compacto se observan pirita, arsenopirita y esfalerita en relativa abundancia, acompañados en menor cantidad de calcopirita y galena a simple vista. Generalmente, tenor de oro es alto.

(2) Red alveolar de sulfuro; en la pared Norte del socavón del Diamante, existen vetillas de 0,5 ~ 2 cm. con sulfuros que corren en varias direcciones formando una especie de red. Cada vetilla tiene alto porcentaje de oro, pero de bajo tenor es cuando se explota en volumen por dilución.

(3) Sulfuro masivo de fierro; el alto contenido de pirita y marcasita hace que no se distinga su estructura original. Contiene poco de oro, pero sí fuerte silicificación, casi no puede verse esfalerita y calcopirita.

#### 2.1.4.4 Morfología del yacimiento El Diamante

Se ha compilado todos los datos de análisis de los socavones y taladros de perforación en uno sólo, haciendo un corte longitudinal de la veta, para averiguar la proporción Ag/Au, y también Cu Pb Zn As. (Fig.2-1-2)

De acuerdo a la Fig.2-1-2, se pueden dar las características especiales del yacimiento.

(1) Bonanza de oro queda en la parte (B) donde la proporción de Ag/Au es de 6 - 15. Fuera de ésta no existe buena mineralización de oro ni en la



zona de superior como ni en la inferior, lo mismo ocurre en la mina Marina.

(2) La zona que tiene Cu de más de 0,3%, está ubicada en el sur del socavón Gualquilla Norte, en el nivel de 2.550 m, y en el socavón Hormiga de la parte Norte. Por otro lado, en el centro donde está el punto PD-5, aparece un valor de 0,44% independientemente.

(3) El Plomo de más de 0,1%, se encuentra alrededor del socavón San Sebastián ubicada al sur, en el norte del socavón Hormiga y en el centro del Diamante.

(4) El Zn, de más de 2,0% se encuentra sobrepuesta mayor parte en la bonanza central. Se observa, también el menor escala, en el socavón Gualquilla Norte y en el punto donde pasa la perforación PD-14 que queda debajo de dicho socavón.

(5) Casi toda la zona contiene As más de 2%, exceptuando la parte de proporción Ag/Au 1 ~ 5.

(6) En conclusión, la forma general es como un hongo, que tiene una distribución de la siguiente manera; en el núcleo se encuentra la zona de Au-Zn-As, en el medio la zona Au-Zn-Pb y hacia afuera (capa externa) Pb-Cu-Ag.

(7) El largo de la veta del Diamante es 1.200 m en total, dentro de la cual están distribuidos tanto los minerales ricos como los que no son entre 100 m y 200 m.

Según la Fig.2-1-2, se considera que el nivel de 2.450 m sería el de más baja mineralización de este yacimiento. Se calcula que la profundidad de la zona mineralizada es de 150 m a 200 m.

La misma figura (2-1-2), muestra todos los datos en conjunto, lo que no es conveniente, ya que habría sido más efectivo separarlos por vetas, además los cristales de los minerales se distribuyen irregularmente dentro de la ganga, por lo que se concluye que los datos obtenidos de los resultados de las perforaciones no ofrecen mayor confianza.

Por lo tanto, se exige una exploración más intensa, antes de hacer goan inversión.

La Fig.2-1-2, muestra en el centro las perforaciones PD-11 y PD-12, las que no cortaron mineral, sin embargo, hay posibilidades de encontrar una veta mineralizada si se sigue perforando hacia el este (E), ésto basado en lo que se mencionó antes, que hay 2 ó 3 vetas casi paralelas en El Diamante. Al encontrarse esa supuesta veta, la morfología de la zona sería más uniforme. Sin embargo, en el cálculo de reserva no está incluido esta parte.

#### 2.1.5 RESERVAS POTENCIALES

##### 2.1.5.1 Cálculo de reservas

Con base en la información recolectada en el campo, se hizo un cálculo preliminar de las reservas del depósito. Se realizaron 15 perforaciones con profundidades entre 80 y 200 metros, para un total de 2.093,1m, de las cuales solo 10 perforaciones cortaron las vetas de cuarzo mineralizadas. Adicional a la información de perforación se obtuvieron datos geológicos y tenores de las vetas en 5 socavones que existen en el área.

La variación encontrada en el espesor de las vetas, no permitió obtener un conocimiento mucho más preciso de las mismas y por lo tanto las reservas estimadas, son consideradas como preliminares. Estos datos indican que la veta principal se ramifica en tres partes; veta 1, veta 2 y veta 3. Esta última comprende el 80% de las reservas.

Cada bloque de reserva fué diseñado teniendo como punto central una perforación o socavón que cortaba la veta, donde se conocía el tenor, y características geológicas tales como espesor y otros. La figura de los bloques se hizo teniendo en cuenta la forma del yacimiento en los puntos conocidos, tomándose el nivel 2.450 m como el más bajo. Con el cálculo del volumen de cada figura geométrica estimada con una gravedad específica de 3,0 y

asumiendo un factor de seguridad del 90% se determinó el tonelaje de cada bloque. De acuerdo con el procedimiento anterior se obtuvo el tonelaje para cada una de las vetas, con los siguientes resultados;

	Toneladas	Au (g/t)	Ag (g/t)
VETA N° 1	39.310	4,7	44
VETA N° 2	48.270	5,4	25
VETA N° 3	363.620	7,5	129
TOTAL	451.200	7,0	110

En la Tabla 2-1-1 se presenta en forma detallada el cálculo tentativo de las reservas, para lo cual se consideraron tres niveles.

En términos generales se puede decir que existe una tendencia a aumentar en profundidad el oro y el arsénico, mientras que disminuye el contenido de plata.

#### 2.1.5.2 Otras reservas

Además de las vetas de la mina El Diamante, existen otras en los alrededores, tales como la veta la Marina, veta la Gitana y otras que presentan espesores entre 10 y 130 cm. Estas reservas se desconocen hasta el momento, porque no se realizó ningún tipo de exploración (perforaciones etc.) y además muchos de los socavones se encuentran derribados. Estas reservas deben considerarse para futuras exploraciones y más aún si se tiene en cuenta los resultados de la prospección geoquímica que sugieren más de 10 anomalías para oro y plata que pueden estar relacionados con posibles yacimientos similares al Diamante.

#### 2.1.6 PROGRAMA DE EXPLORACION DETALLADA

Para hacer el cálculo detallado de las reservas que puedan servir para un estudio de factibilidad es indispensable realizar más trabajos

detallados, tales como una galería sobre la veta con perforaciones cortas dentro del mismo; también debe realizarse muestreo y cartografía detallada de la veta a lo largo del túnel.

Cuando se conozca en detalle las características geológicas de la veta a lo largo del túnel, tales como espesor, tenor, rumbo y buzamiento, se podrá entender mejor la distribución y forma del depósito. Debido a las numerosas fallas que existen en la región y que afectan a las vetas, durante la realización de la galería exploratoria es necesario hacer perforaciones cortas para orientar su dirección. La galería de exploración se debe hacer en la cota 2.565 m.s.n.m. porque a ese nivel se corta justamente la parte central de la mineralización.

(1) Trabajos de exploración recomendados

- Galería de exploración	600 m.
- Desquínches y cortes pequeños	100 m.
- 15 perforaciones cortas (40 mc/u)	600 m.
- Muestreo de la galería (cada 2 m.)	300 muestras
- Análisis (Au, Ag, Zn, Cu, Pb)	300 "

(2) Costo estimado

- Galería de exploración;	$\$40.000/m \times 600m = \$24.000.000$
- Desquínches;	$\$40.000/m \times 100m = \$ 4.000.000$
- 15 perforaciones cortas;	$\$ 5.600/m \times 600m = \$ 3.360.000$
- Muestreo de la galería;	$\$5.040 \text{ 3h/d} \times 60 \text{ días} = \$ 302.400$
- Análisis;	$\$ 8.000/m \times 300m = \$ 2.400.000$

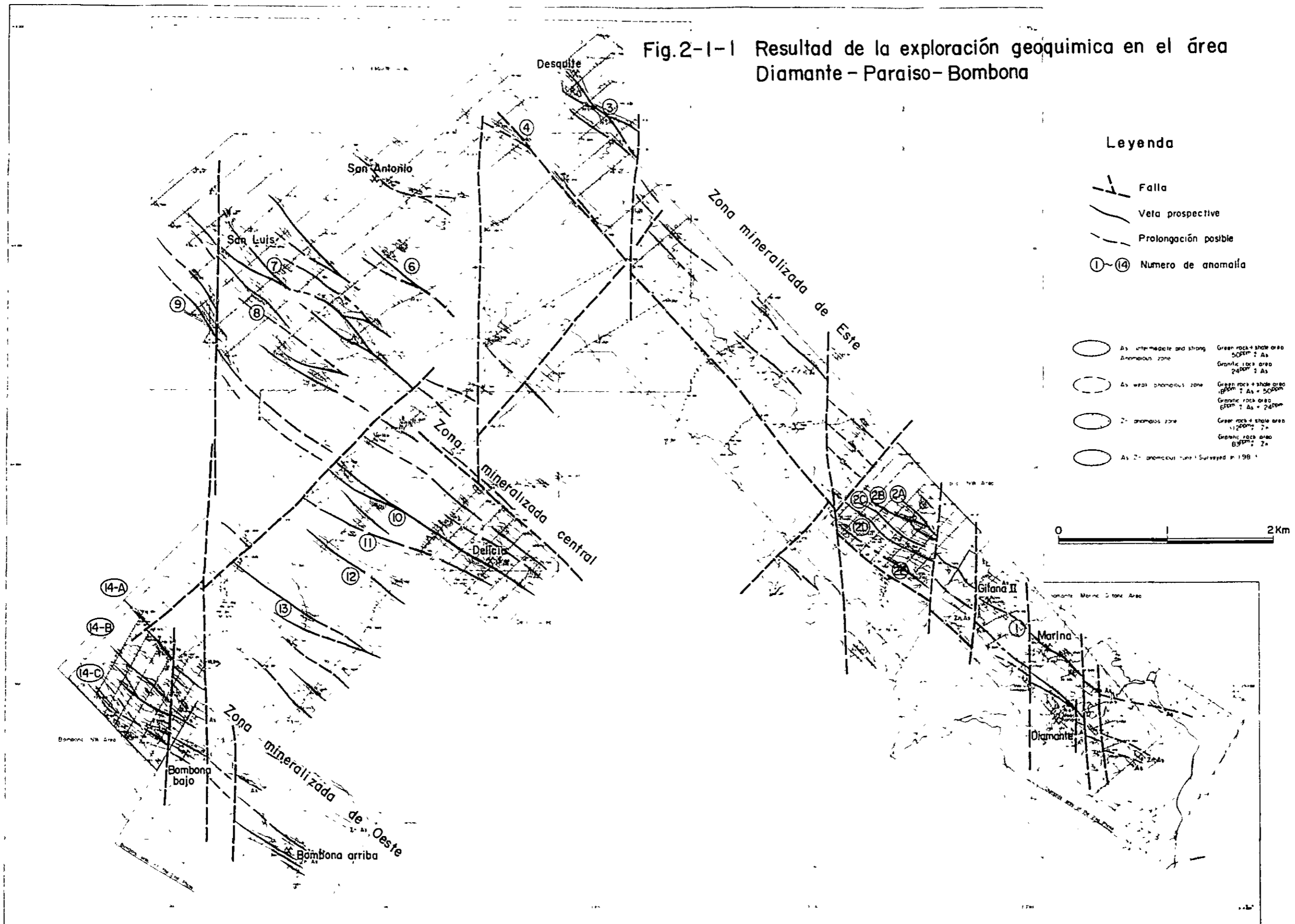
---

Total \$34.062.400

(\$: peso colombiano)



Fig.2-1-1 Resultado de la exploración geoquímica en el área Diamante - Paraiso - Bombona



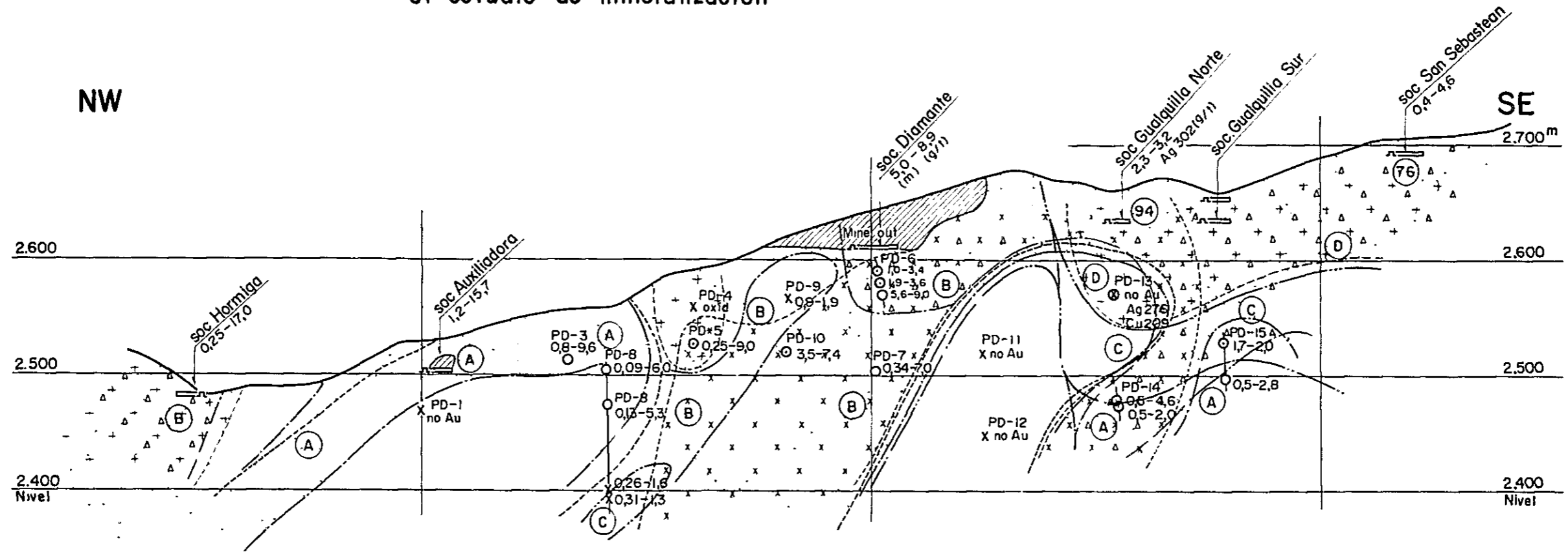
**Leyenda**

- Falla
- Veta prospectiva
- Prolongación posible
- ①-⑭ Numero de anomalía

- As inter-mediate and strong Anomalous zone  
Green rock + shale area  
50ppm ± As  
Granitic rock area  
24ppm ± As
- As weak anomalous zone  
Green rock + shale area  
10ppm ± As = 50ppm  
Granitic rock area  
6ppm ± As = 24ppm
- Zn anomalous zone  
Green rock + shale area  
120ppm ± Zn  
Granitic rock area  
85ppm ± Zn
- As Zn anomalous zone (Surveyed in 1981)

0 2 Km

Fig. 2-1-2 Perfil de la veta del Diamante para el estudio de mineralización



Leyenda

Ag/Au area	
(A)	1~5
(B)	6~15
(C)	16~30
(D)	31~



Cu > 0.3 %



Pb > 0.1 %



As > 2.0 %



Zn > 2.0 %



Possible limite de mineral de ore (>0.25m con 3 g/t)



Mineral



No mineral de ore

Resultado de perforación

2.0-4.5 Ancho horizontal de veta (m)(g/t) y Au g/t

— soc. Sacavón

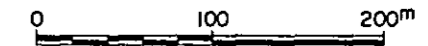


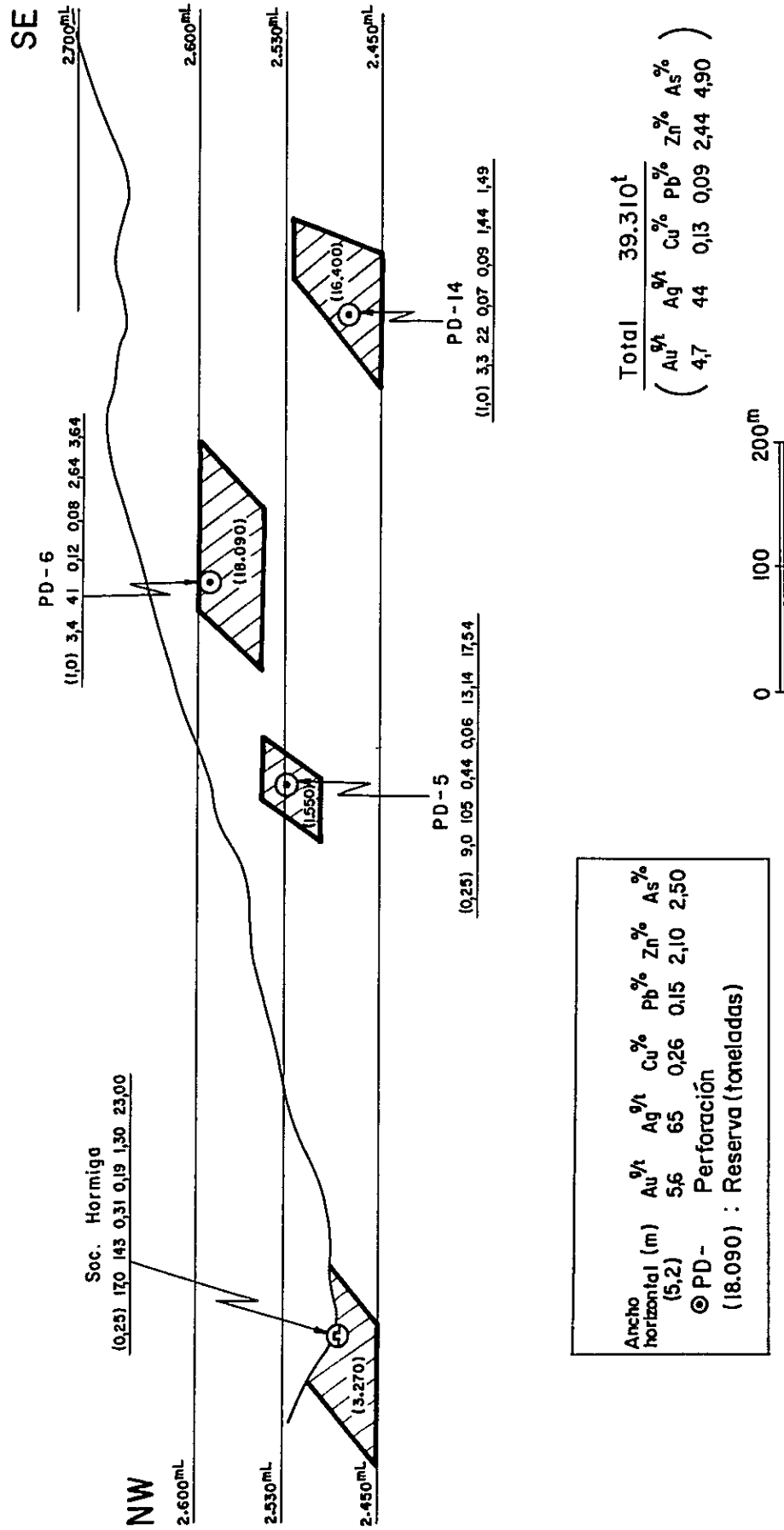




Tabla 2-1-1 Reserva probable de EL Diamante

NIVEL	RESERVA (t)	L E Y							
		Au g/t	Ag g/t	Cu%	Pb%	Zn%	As%		
Superficie V-1	-	-	-	-	-	-	-	-	
V-2	-	-	-	-	-	-	-	-	
2.600 m	169.420	5,7	205	0,36	0,21	0,57	2,13		
Sub-total	169.420	5,7	205	0,36	0,21	0,57	2,13		
2.600 m	18.690	3,6	44	0,13	0,08	2,98	4,09		
V-2	42.310	4,8	28	0,06	0,03	1,92	1,79		
2.530 m	123.660	8,6	77	0,19	0,11	3,54	4,02		
Sub-total	184.660	7,2	62	0,15	0,09	3,11	3,52		
2.530 m	20.620	5,7	45	0,13	0,10	1,96	5,64		
V-2	5.960	9,6	5	0,04	0,00	0,00	0,01		
2.450 m	70.540	9,7	38	0,37	0,05	2,91	3,63		
Sub-total	97.120	8,8	37	0,30	0,06	2,53	3,83		
TOTAL	451.200	7,0	110	0,26	0,13	2,03	3,06		

Fig. 2-1-3 Perfil de reserva de Diamante V-1



Ancho horizontal (m)	Au %	Ag %	Cu %	Pb %	Zn %	As %
(5,2)	5,6	65	0,26	0,15	2,10	2,50
⊙ PD-	Perforación					
(18.090)	Reserva (toneladas)					

Fig. 2-1-4 Perfil de reserva de Diamante V-2

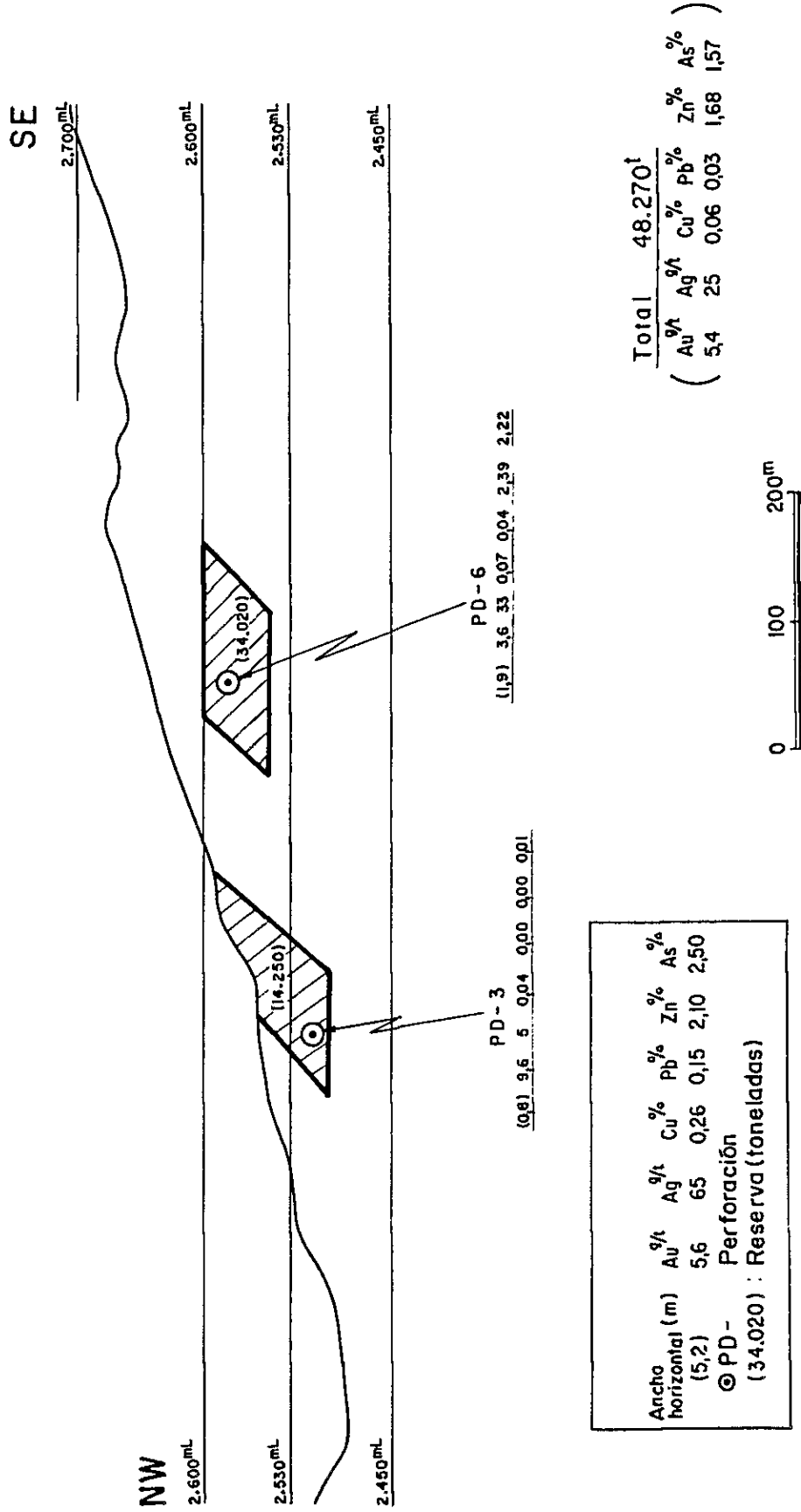
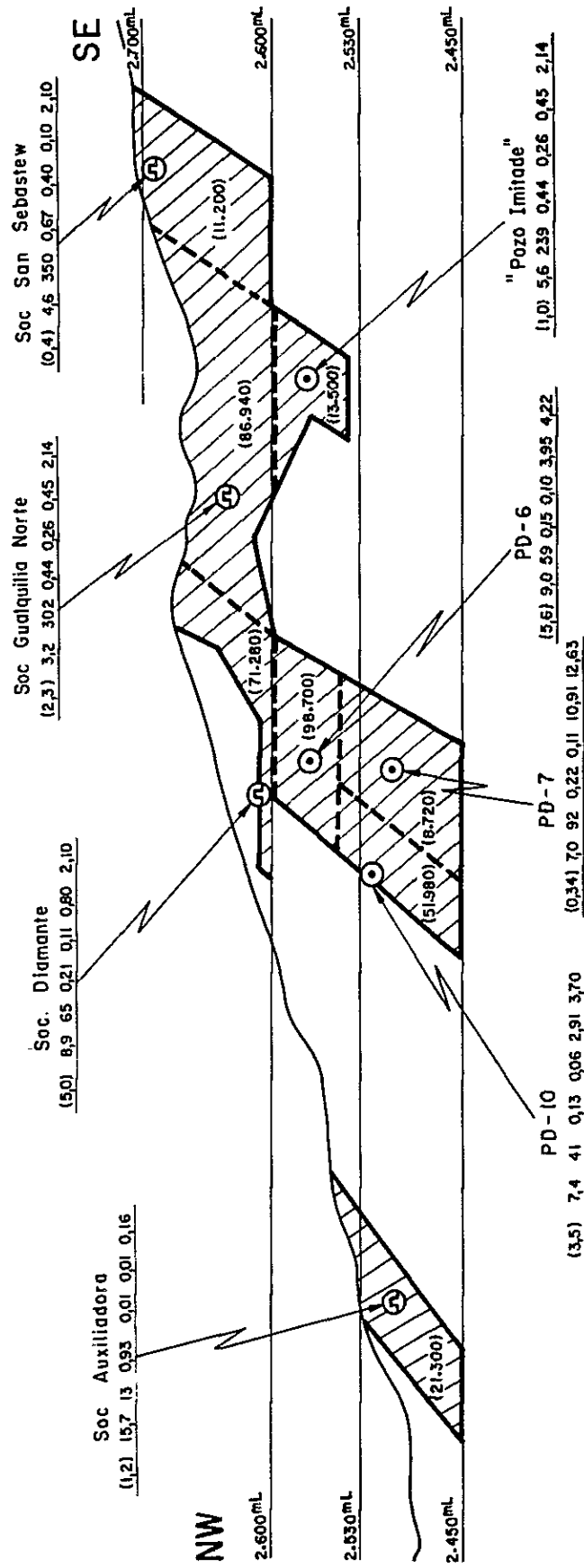


Fig. 2-1-5 Perfil de reserva de Diamante V-3

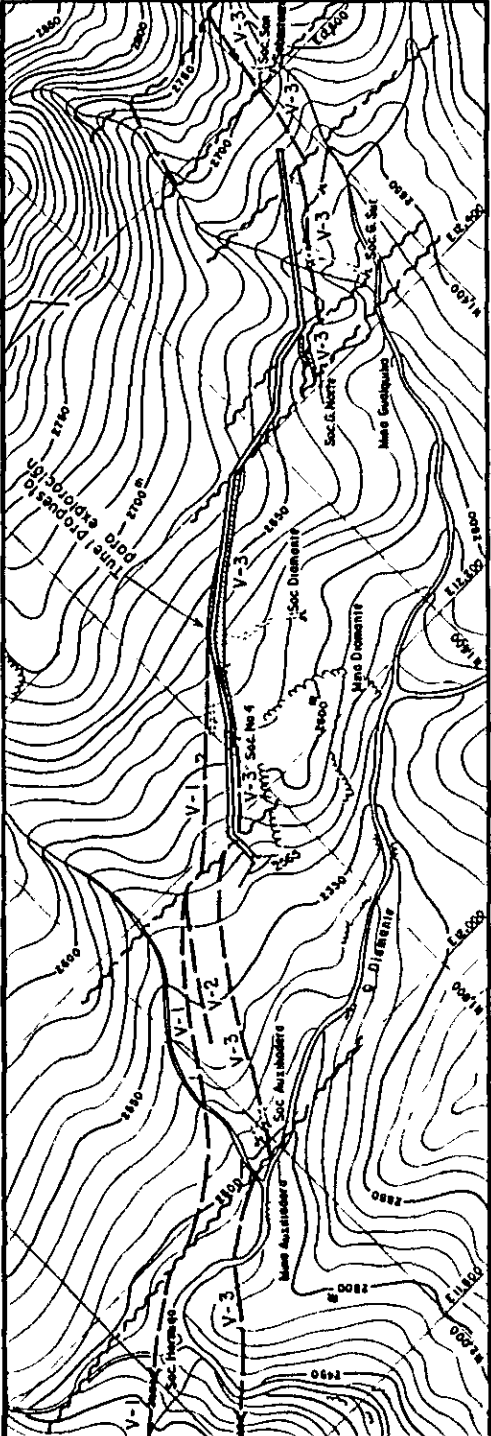


Ancho horizontal (m)	Au %	Ag %	Cu %	Pb %	Zn %	As %
(5,2)	5,6	65	0,26	0,15	2,10	2,50
© PD- (98.700) : Reserva (toneladas)	Perforación					

Total	363.620 <sup>1</sup>
(Au %)	7,5
(Ag %)	129
(Cu %)	0,30
(Pb %)	0,14
(Zn %)	2,03
(As %)	3,06

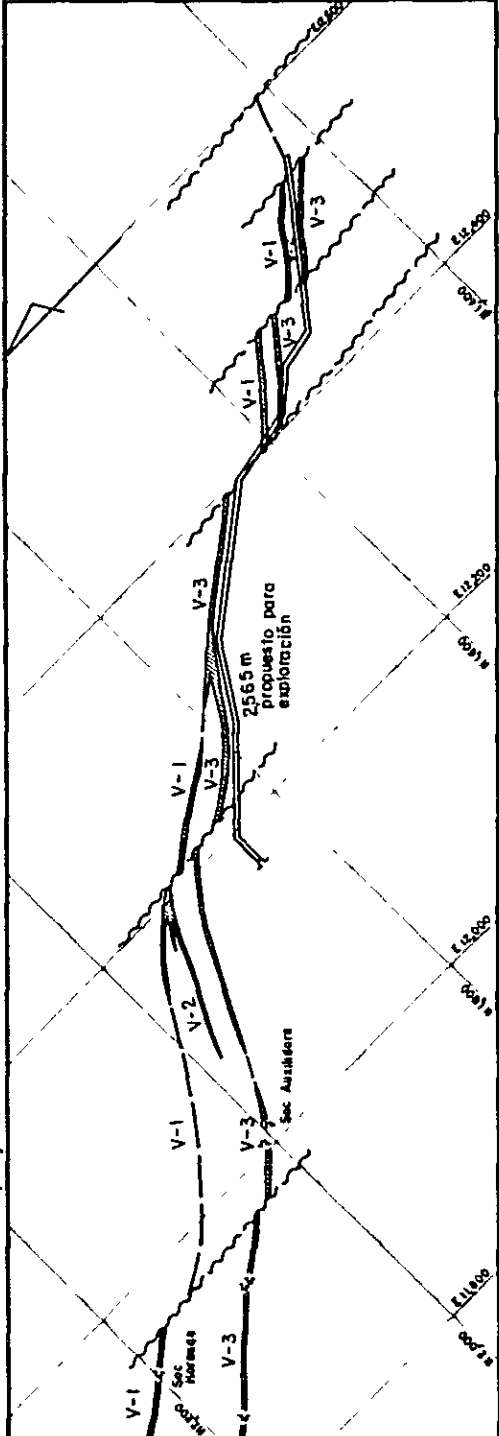


Fig. 2-1-6 Ubicación de las vetas y socavones (A Topografía y túnel para exploración)



Leyenda  
 V-3 Veta mineralizada  
 Fallas

(B. Vetas proyectadas al nivel 2.500m)



## 2.2 MINERIA

### 2.2.1 CONDICIONES

#### 2.2.1.1 Reservas y ley de cabeza

El porcentaje de recuperación y el factor de dilución se calcularon teniendo en cuenta el tipo de depósito, escala y sistema de explotación.

Porcentaje de recuperación : 88%

Factor de dilución : 17%

Las reservas explotables y la ley de cabeza para el mineral, con base en los datos anteriores fueron los siguientes:

Tabla 2-2-1 Reservas explotables y ley de cabeza

NIVEL	RESERVAS GEOLOGICAS	RESERVAS EXPLOTABLES	LEY DE CABEZA					
			Au g/t	Ag g/t	Cu%	Pb%	Zn%	As%
Superficie-2.600m	169.420	179.600	4,7	170	0,30	0,17	0,47	1,77
2.600m-2.530m	184.660	195.800	6,0	51	0,12	0,07	2,58	2,92
2.530m-2.450m	97.120	103.000	7,3	31	0,25	0,05	2,10	3,18
TOTAL	451.200	478.400	5,8	91	0,22	0,11	1,68	2,54

#### 2.2.1.2 Desarrollo del nivel principal de transporte

El nivel principal de extracción fue diseñado teniendo en cuenta diversos factores tales como la localización de la planta concentradora, costo mínimo de inversión y de transporte del mineral, el cual debe llegar directamente a la tolva de la planta concentradora sin emplear volquetes y además la magnitud y forma del yacimiento. Teniendo en cuenta lo anterior, el nivel principal de extracción debe estar a 2,530 m.s.n.m.

#### 2.2.1.3 Escala de producción y periodo de explotación

Con base en las reservas explotables calculadas (478.400 T), se puede definir la vida razonable de la mina como de 10,6 años, ya que

la amortización de la inversión es de 10 años, con una producción diaria de 150 toneladas, o anual de 45.000 toneladas, trabajándose durante 300 días al año.

#### 2.2.1.4 Cálculo de la ley de cabeza con base en la producción anual

Inicialmente se explotará la parte del yacimiento localizado arriba del nivel principal y posteriormente el mineral localizado debajo del nivel principal. La ley de cabeza (Tabla 2-2-2) fue calculada para cada año teniendo en cuenta los diferentes niveles establecidos anteriormente.

Tabla 2-2-2 Ley de cabeza

Año		1	2	3	4	5	6
Producción Anual t		45.000	45.000	45.000	45.000	45.000	45.000
Ley de Cabeza	Au g/t	6,0	6,0	6,0	6,0	5,2	4,7
	Ag g/t	51	51	51	51	128	170
	Cu %	0,12	0,12	0,12	0,12	0,24	0,30
	Pb %	0,07	0,07	0,07	0,07	0,13	0,17
	Zn %	2,58	2,58	2,58	2,58	1,21	0,47
	As %	2,92	2,92	2,92	2,92	2,17	1,77
Año		7	8	9	10	11	Total
Producción Anual t		45.000	45.000	45.000	45.000	28.400	478.400
Ley de Cabaza	Au g/t	4,7	4,7	6,4	7,3	7,3	5,8
	Ag g/t	170	170	79	31	31	91
	Cu %	0,30	0,30	0,27	0,25	0,25	0,22
	Pb %	0,17	0,17	0,09	0,05	0,05	0,11
	Zn %	0,47	0,47	1,51	2,10	2,10	1,68
	As %	1,77	1,77	2,70	3,18	3,18	2,54

#### 2.2.2 METODO DE EXPLOTACION

##### 2.2.2.1 Selección del sistema de explotación

Recordando que el espesor de la veta es muy variable, así como también la ley de cabeza del mineral, para la selección del sistema de

explotación deben tenerse en cuenta los siguientes puntos:

- Evitar el incremento del factor de dilución.
- Tener varios frentes de trabajo con el objeto de mantener la ley de cabeza constante.
- Buscar el método de explotación adecuado, de acuerdo con el espesor de la veta.

Con base en los puntos anteriores se seleccionaron tres sistemas de explotación:

- Corte y relleno, para vetas con más de 1,5m de espesor.
- Cámaras y pilares para vetas con espesores entre 0,7 y 1,5 m.
- Corte y relleno con doble disparo para desmonte y vetas con espesores menores de 0,7 m.

#### 2.2.2.2 Diseño de explotación

##### (1) Niveles de explotación

Se diseñaron siete niveles de extracción localizados a 2.670 m, 2.635 m, 2.600 m, 2.565 m, 2.530 m, 2.490 m y 2.450 m. El nivel principal, como se dijo anteriormente, está localizado a 2.530 m.s.n.m por encima del cual los niveles estarán separados verticalmente 35 m y por debajo del mismo 40 m.

Si se llega a probar suficientes reservas de mineral con buena ley por debajo del último nivel (2.450 m), este se podrá extraer mediante galerías inclinadas. Todo el mineral localizado por debajo del nivel principal tiene que ser extraído mediante guías inclinadas cuya pendiente podría ser aproximadamente de 12°.

##### (2) Características del diseño de explotación

###### a. Maquinaria

Los equipos que se utilizan para avance de galería son los siguientes:



Tabla 2-2-3 Equipos para avance de galería

Nombre	Especificaciones	Observaciones
Perforadora liviana	G/W; 19.0kg	317-D
	Volumen del aire necesaria; 2.7m <sup>3</sup> /min	
Cargador	Capacidad de cucharón; 0.15m <sup>3</sup>	TAIKU-600B
	Volumen del aire necesaria; 4.5-6.0m /min	
Locomotora de batería	peso neto; 1.0t	BML I-H-508/610
	Fuerza de tracción; 150kg	
Carro minero	Capacidad; 1.0m	
	Peso neto; 800kg	

b. Dimensión y longitud de los niveles

Teniendo en cuenta las dimensiones de la locomotora de batería para transporte del mineral (locomotora de 2 toneladas y carros de 2 m<sup>3</sup>), el nivel principal (2.530 m) debe tener un área de 5,5 m<sup>2</sup> o 2,2 m de ancho por 2,5 m de altura. Las dimensiones para los otros niveles, teniendo en cuenta sus respectivas locomotoras de batería (locomotora 1 ton y carro minero 1 m<sup>3</sup>) deben ser de 2 m de ancho por 2,2 m de altura (4,4 m<sup>2</sup>). Los tambores deben tener 2.0 m x 1,5 m o sea 3,0 m<sup>2</sup>. Las galerías inclinadas deben tener 2,5 m x 2,5 m o sea 6,25 m<sup>2</sup>.

La longitud de los niveles se estableció teniendo en cuenta la extensión de las vetas, lo cual fue verificado previamente mediante perforaciones. La longitud para cada nivel se presenta a continuación:

Nivel 2.670	-----	200 m
Nivel 2.635	-----	500 m
Nivel 2.600	-----	600 m
Nivel 2.565	-----	600 m
Nivel principal		
2.530	-----	700 m
Nivel 2.490	-----	500 m
Nivel 2.450	-----	500 m
Total	-----	3.600 m

La longitud de los tambores principales es la siguiente:

Tambor entre los niveles 2.530 y 2.670 --- 140 m  
Tambor entre los niveles 2.565 y 2.635 --- 70 m  
Total ----- 210 m

La longitud de las galerías inclinadas a partir del nivel principal es la siguiente:

Galería inclinada entre los niveles 2.530 y 2.450 --- 400 m.

Longitud de desquinche; aproximadamente 300 m lo cual es equivalente a 1,000 m<sup>3</sup>.

c. Consumo total de explosivos

El número de perforaciones para los disparos correspondientes en cada uno de los niveles, tambores y galerías inclinadas es la siguiente:

Nivel principal 1.530 - (2,2 m x 2,5 m) --- 25 perforaciones  
Otros niveles (2,0 m x 2,2 m) ----- 20 perforaciones  
Galería inclinada (2,5 m x 2,5 m) ----- 28 perforaciones  
Tambores (2,0 m x 1,5 m) ----- 18 perforaciones

El sistema de disparo que debe emplearse es el llamado "corte de cuña" de tipo continuado.

El consumo total de explosivos para los niveles, tambores y galerías inclinadas es el siguiente:

	Consumo por metro	Longitud	Consumo total
Nivel principal	15 kg/m	700 m	10.500 kg
Otros niveles	12 kg/m	2.900 m	34.800 kg
Galería inclinada	18 kg/m	400 m	7.200 kg
Tambores	10 kg/m	210 m	2.100 kg
Desquinche	5 kg/m	300 m	1.500 kg
Total	(12,4 kg/m)	4.510 m	56.100 kg

El consumo de fulminantes es aproximadamente de 15,5 piezas por metro entonces el consumo total es:

$$15,5 \times 4.510 \text{ m} = 70.000 \text{ fulminantes.}$$

d. Rendimiento por turno-día

Si se utilizan dos turnos diarios de dos personas cada turno, de acuerdo con las estadísticas del Japón, se avanzará 2,4 m por día para el nivel principal, y 2,8 m para los otros niveles. Para los tambores se espera que avancen 2 m diarios.

e. Periodo de pre-producción

Antes de comenzar los trabajos de pre-producción es necesario adquirir todo el equipo con unos seis meses de anticipación.

$$\text{Nivel principal} : 700 \div 2.4\text{m/d} = 290 \text{ días}$$

$$\text{Otros niveles} : \text{Nivel 2.600} ; 600\text{m} \div 2,8 \text{ m/d} = 220 \text{ días}$$

$$\text{Nivel 2.635 y 2.670} ; 700\text{m} \div 2,8 \text{ m/d} = 250 \text{ días}$$

$$\text{Tambores} : 210\text{m} \div 2 \text{ m/d} = 105 \text{ días}$$

$$\text{Desquinche} : 300\text{m} \div 2 \text{ m/d} = 150 \text{ días}$$

Si se trabaja durante 300 días al año tendríamos que:

$$\text{Nivel principal} \text{ ----- } 12 \text{ meses}$$

$$\text{Otros niveles (3 frentes)- } 10 \text{ meses}$$

$$\text{Tambores (1 frente) ----- } 10 \text{ meses}$$

Como los trabajos se desarrollan paralelamente, el tiempo máximo empleado sería de 12 meses (1 año). El tiempo total empleado en el desarrollo de las actividades del período de pre-producción sería mínimo de 18 meses.

f. Numero de personas

El número de personas que se necesitan para el desarrollo de las actividades del período de pre-producción son los siguientes.

- Perforadores

Nivel principal de transporte:	2 hombres/turno x 2 x 1 = 4
Nivel de transporte	: 2 hombres/turno x 2 x 2 = 8
Tambores principales	: 2 hombres/turno x 2 x 1 = 4
Sub Total	16

- Mineros

Nivel principal de transporte:	4 hombres/turno x 2 x 1 = 8
Nivel de transporte	: 2 hombres/turno x 2 x 2 = 8
Tambores principales y otros	: 3 hombres/turno x 2 x 1 = 6
Sub Total	22

- Cocheros

4 hombres/turno x 2 = 8

- Mecánicos

5 " / " x 1 = 5

- Peones (Seccion mina)

5 " / " x 2 = 10

- Oficiales

2 " / " x 1 = 2

---

Total 65 Hombres.

El porcentaje de asistencia de los trabajadores se estima en un 85%, el número de trabajadores de planilla necesarios en 76 hombres. El número de empleados es de 17 y para un total de 93 trabajadores.

g. Tambores principales de desmonte y ventilación

El mineral en el tambor principal se debe explotar desde el nivel principal de transporte hacia arriba. La ubicación de dicho tambor es a 500 m desde la boca de la mina, y se recomienda seleccionar el sector donde el repaldo inferior de la veta principal sea fuerte y estable.

La distancia general entre las tolvas de tajeo es de 30 m lo cual se considera como una unidad de tajeo.

Los materiales para el relleno son el esteril producido durante la explotación y en las excavaciones de la roca de superficie.

El tambor principal de desmonte se debe explotar desde el nivel

2.530 m hacia la superficie, descargandose el material en las tolvas locales que se prepararan en cada nivel de transporte.

### 2.2.2.3 Diseño del metodo de explotación

#### (1) Número de Tajeos (Frentes de trabajo)

La producción diaria de mineral depende del espesor de la veta, tipo de veta y la dureza del roca. Considerando que el espesor de la veta varía entre 0,30 m y 6,0 m, la producción de mineral en cada frente de trabajo también va a varias; sin embargo teniendo en cuenta el promedio calculado de 17 taneladas para cada frente de trabajo, se estima en 8 el número de frentes de trabajo necesarios. Además de los frentes de trabajo mencionados anteriormente, deben tenerse como reserva y frentes más.

#### (2) Método de explotación

i) En vetas con más de 1,5 m de espesor, debe utilizarse el método de corte y relleno.

El material de relleno es el estéril producido en la explotación y en las excavaciones superficiales, el cual es conducido al tambor principal de desmonte para descargarse posteriormente en las tolvas de cada nivel de transporte.

Rascadores y Auto-cargadores (Auto Loader) se deben usar para el transporte y nivelación de los escombros en los tajeos. Perforadoras para huecos verticales se utilizaran para excavar el respaldo superior de la veta.

Así, los minerales extraídos por disparo pueden ser cargados por el Auto-cargador, o rastrillados y posteriormente llevados al buzón de cada tajeo.

La secuencia del metodo de explotación es el siguiente:

- 1 Desquinche de la pared del nivel en el respaldo inferior de la veta.

Fig. 2-2-1 Método de corte y relleno

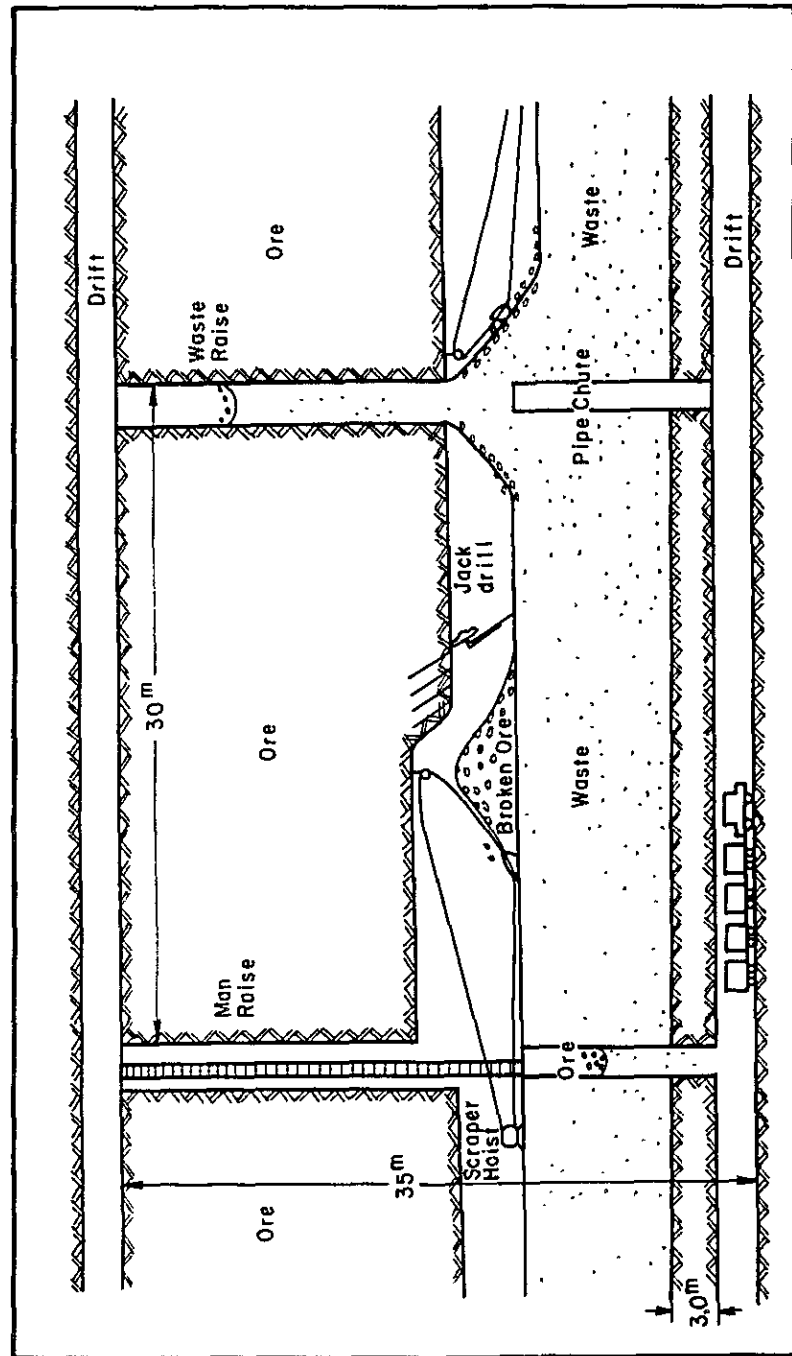
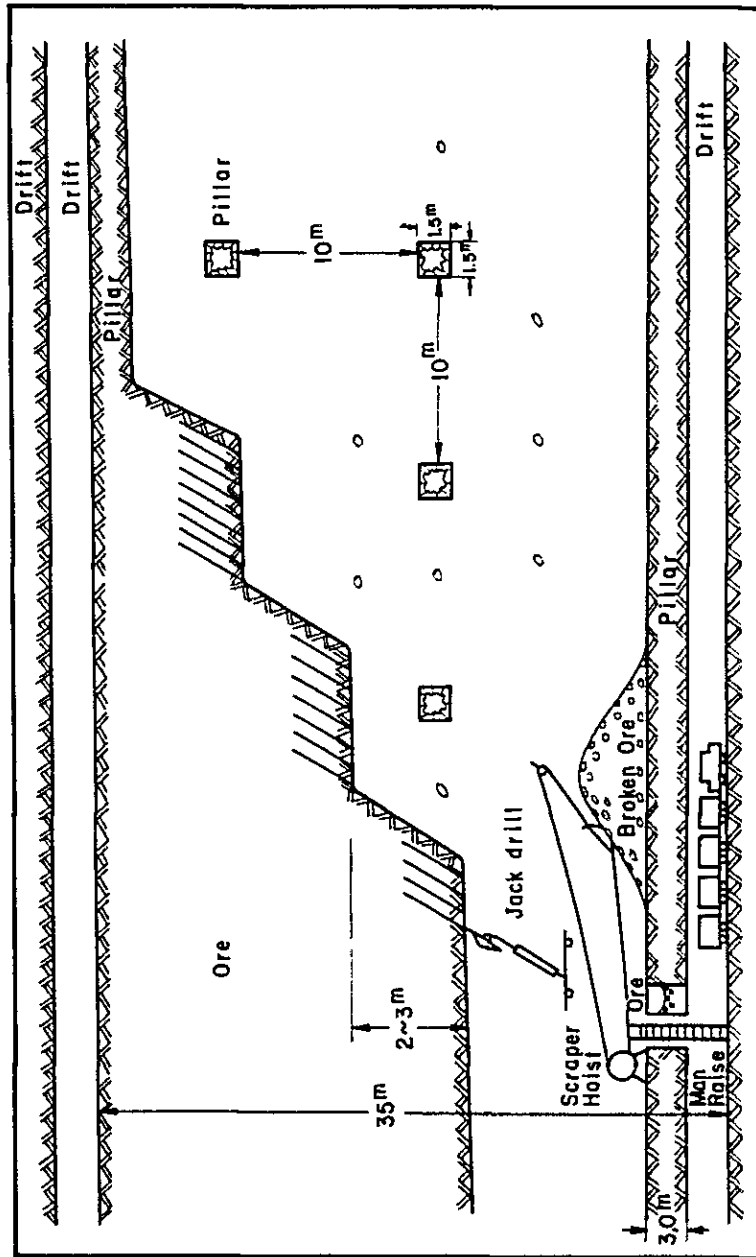


Fig.2-2-2 Método de explotación de corte sin relleno con pilar



- 2 Preparación de la tolva como buzón de almacenamiento.
- 3 Explotación de tambor hasta nivel superior.
- 4 Avance del sub-nivel por encima de pilar horizontal que tiene un espesor de 3 m. La distancia entre los buzones debe ser de 30 m.
- 5 Desquinche de ambos lados hasta límite de zona mineralizada.
- 6 Excavación del techo de la cámara hasta una altura de 4,0 m.
- 7 Se término de la excavación, debe colocarse la tubería (1,0 m de longitud cada una) encima de la tolva.
- 8 Acumulación y nivelación del estéril en el tajeo.
- 9 Perforación, disparo y transporte del mineral.

ii) Para vetas con espesores entre 0,7 a 1,5 m se debe utilizar el método de avance sin relleno con pilares; cada pilar debe tener 1 x 1 m y tiene por objeto sostener los respaldos.

Se establecen los sitios de los puntales para sostener las paredes y sobre éstos se colocan las tablas que sirven de base para perforar.

La secuencia de explotación en este método es el siguiente:

- 1 Desquinche de la pared del nivel en el respaldo inferior de la veta.
- 2 Preparación de la tolva como buzón de almacenamiento.
- 3 Avance del subnivel por encima de pilar horizontal que tiene un espesor de 3 m. La distancia entre los buzones debe ser de 30 m.
- 4 Excavación del Techo de la cámara, sin relleno y el mineral extraído se rastrilla y se echa posteriormente al buzón.
- 5 Después de establecer los sitios de los puntales se colocan los pisos de madera sobre los cuales se ubican los equipos



para perforar la veta.

iii) Cuando la veta tenga un espesor menor de 0,7 m se debe utilizar el métodos de corte y relleno.

El estéril para el relleno se obtiene de la excavación de los respaldos de la veta, mediante un segundo disparo.

La secuencia de explotación por este es el siguiente;

- 1 Desquinche de la pared del nivel en el respaldo inferior de la veta.
- 2 Preparación de la tolva como buzón de almacenamiento.
- 3 Explotación del tambor hasta el nivel superior.
- 4 Avance de subnivel por encima de pilar horizontal que tiene espesor de 2 m. La distancia entre las buzones debe ser de 30 m.
- 5 Perforación y disparo de la zona de la veta echandose mineal al buzón.
- 6 Colocación de la tubería por encima de la tolva utilizada como buzón de almacenamiento.
- 7 Perforación y disparo de la zona de dismonte en los respaldos de la veta
- 8 Se repite mismo ciclo anterior.

(3) Diseño detallado del frente de explotación

i) Equipo

El equipo principal que debe utilizarse es el siguiente:

Tabla 2-2-4 Equipos que se utilizan en el tajeo

Nombres	Especificaciones	Observaciones
Perforadora ligera	Peso neto 19 kg Consumo de aire 2,7 m <sup>3</sup> /min Longitud 615 m/m	317-D
Auto-cargador	Peso total 3.200 kg Capacidad de cucharón 0,15m <sup>2</sup> Distancia entre ejes 810 m/m Velocidad 100 m/min Angulo máximo de elevación 13° Consumo de aire 7-12 m <sup>3</sup> /min Capacidad de transporte 25-31 m <sup>3</sup> /h	T2H
Malacate neumático (Huinche de aire)	Capacidad de tracción 1000kg. f Velocidad del cable 45m/min Peso neto 450 kg	HDD-10 (12HP)

Nota: Un auto-cargador se utilizará para el transporte de mineral y estéril en la explotación de vetas anchas y malacate neumático se utilizará en la explotación de vetas delgadas.

ii) Perforación, disparo, consumo de explosivos

Distancia de perforación : 0,60 m x 0,60 m

Angulo de perforación : 45°

Longitud del taladro : 1,8 m

Método de disparo : guía de agua, fulminante

Consumo unitario de explosivos por una tonelada de mineral : 0,55 kg/t

Consumo anual de explosivos : 1,50 kg/t x 40.000t = 60.000 kg

Consumo anual de fulminantes : 1,80 pza/t x 40.000t = 72.000 pzas

Nota: La explotación anual de mineral es de 45.000t, en la que esta incluido del mineral 5.000t extraído por avance de galerías. O sea la producción de los tajeos es de 40.000t.

iii) Cálculo de los frentes de explotación necesarios

Con base en los cálculos de eficiencia de trabajo y la cantidad de mineral que se puede extraer en cada frente se considera que los siguientes sistemas de explotación pueden ser empleados:

Sistema de explotación	Ton/día
A. Corte y relleno	24,0
B. Corte con pilares	16,0
C. Método por disparo separado para mineral y caja de la veta	8,0

La cantidad de mineral por día, de acuerdo con el sistema de explotación se calcula de la siguiente manera;

Método A 40% (recuperación)

Método B 30% ( " )

Método C 30% ( " )

Con base en lo anterior la cantidad de mineral en promedio para cada frente de trabajo se calcula como sigue;

$$\frac{24,0 \times 40 + 16,0 \times 30 + 8,0 \times 30}{100} = 17,0 \text{ t/d}$$

$$130,0 \div 17,0 = 8(\text{frentes de trabajo})$$

Por lo tanto son necesarios 8 frentes de explotación, además 4 que se deben tenerse como reserva.

iv) Número de trabajadores

Perforadores de galería	2 hombres/galería x 2 tur/d x 2 galerías = 8 hombres.
Perforadores de galería	2 hombres/taj x 2 " x 8 taj = 32 "
Mineros para entibar	Nivel principal; 4 hombres/tur x 2 tur = 8 hombres.
	Nivel transporte; 2 hombres/tur x 2 tur x 3 taj = 12 hombres.
Otros	3 hombres/tur x 2 tur = 6 hombres.
	<u>Sub Total 26 hombres.</u>
Cocheros	4 hombres/tur x 2 tur = 8 hombres.
Obreros mineros	10 hombres/tur x 2 tur = 20 hombres.
Obreros asistentes geólogos	2 " x 1 " = 2 "
Mecánicos	14 hombres/tur x 1 tur = 14 hombres.
Oficinista	2 hombres/tur x 1 tur = 2 hombres.
	<u>Total 112 hombres</u>

Suponiendo que el porcentaje de asistencia es de 85%, el número de trabajadores en planilla deben ser de 132 hombres.

### 2.2.3 PROGRAMA DETALLADO EN CADA SECCION

#### 2.2.3.1 Entibación

Se necesita suficiente madera para entibar los niveles, guías y frentes de trabajo, la cual se cree que pueda conseguirse en los alrededores de la mina. Los soportes son del tipo poste-tirante y en principio la

distancia entre poste y poste será de 1 m, que se cambiará según las condiciones mecánicas de la roca.

#### 2.2.3.2 Transporte

##### (1) Transporte en los frentes de trabajo

Las especificaciones del equipo se indican en el ítem 2.2.2.3 (3), Tabla 2-2-4.

##### (2) Transporte por locomotora

###### a. Transporte de mineral en el nivel principal

El transporte del mineral desde el tambor principal hasta la tolva de la planta concentradora en superficie, se llevará a cabo mediante una locomotora de batería de 2 toneladas con 5 carros mineros tipo vagoneta "granby". La cantidad de mineral transportado por cada viaje de la locomotora es como sigue:

$$2,0 \text{ m}^3 \times 1,6 \text{ t/m}^3 \times 5 = 16\text{t}$$

El número de viajes por día será entonces:

$$150 \text{ t/día} \div 16\text{t} = 9 \text{ viajes/día}$$

Además de este equipo, una locomotora de 2 toneladas y 5 carros mineros adicionales deben tenerse como repuesto.

###### b. Transporte en los niveles auxiliares

Se necesitan tres grupos de transporte, cada uno con una locomotora de batería de 1,0 tonelada con 5 carros mineros de tipo descarga lateral para transportar el mineral y el estéril. Además como en el caso anterior, 2 locomotoras de 1 toneladas y 5 carros mineros deben tenerse como repuesto. La cantidad de mineral transportado en viaje será:

$$1,0 \text{ m}^3 \times 1,6 \text{ t/m}^3 \times 5 = 8\text{t}$$

Viajes necesarios en el día

$$150 \text{ t/día} \div 8\text{t} = 19 \text{ viajes/día}$$

### 2.2.3 3 Compresores

#### (1) Volumen de aire comprimido necesario

Perforadora ligera	:	2,7 m <sup>3</sup> /min x 8 x 50% = 11,0 m <sup>3</sup> /min
Auto-cargadora	:	10,0 " x 3 x 40% = 12,0 "
Escrepa neumática	:	6,0 " x 5 x 40% = 12,0 "
Cargadora	:	5,0 " x 3 x 40% = 6,0 "
Otros Varios	:	10,0 "
		Total 51,0 m <sup>3</sup> /min

#### (2) Número de compresores necesarios

Las especificaciones de los compresores son las siguientes.

Tabla 2-2-5 Especificaciones de los compresores

Nombre	Compresor tipo balanza de HITACHI
Tipo	BT-15
Volumen de aire a la salida	26 m <sup>3</sup> /min
Presión	7 kg/cm <sup>2</sup>
N' de carrera	700 rpm
Fuerza de motor	150 kW
Voltaje	3.300 V 60Hz

El número de compresores necesarios es:

$$51,0 \text{ m}^3/\text{min} \div 26 \text{ m}^3/\text{min} = 2$$

Además de los compresores anteriores es necesario tener a disposición uno más como repuesto.

#### (3) Distribución de la tubería para el aire comprimido

Tubería para el nivel principal	Tubería de 6" 700 m
Tubería para la rampa	Tubería de 6" 400 m
Tubería para los tambores	Tubería de 4" 500 m
Tubería para los niveles auxiliares	Tubería de 3" 2.900 m

Tubería para los frentes de tajeo      Tubería de 3" 1.000 m

Se estima como una inversión inicial las tuberías de 6" y 4", con las que se deben contar para el periodo de pre-producción.

#### 2.2.3.4 Ventilación

##### (1) Método de ventilación

Teniendo en cuenta que no es grande la diferencia de temperatura entre la mina interior y la superficie, se recomienda el sistema de ventilación forzada. El método es de succión por ventilador, y se coloca en la boca de la mina del último nivel superior. Para la ventilación de los frentes de trabajo, se recomienda el método de ventilación local.

##### (2) Volumen total de aire necesario

Debido a que no existen motores diesel, se estima que la cantidad de aire fresco necesario será de 600 m<sup>3</sup>/min. para la ventilación de la mina interior. Además de este volumen se cuenta con el aire que sale de las máquinas neumáticas.

##### (3) Cálculo de fuerza necesaria de ventilación

Fórmula de ventilación

$$h = K \frac{L \cdot U \cdot Q^2}{F^3} \text{-----(1)}$$

Nota. h : Caída de presión del aire (m/m)

F : Area seccional del nivel en promedio  
(2,0 m x 1,5 m = 3,0 m<sup>2</sup>)

L : Longitud total del nivel (2.000 m)

U : Longitud periférica de sección del nivel (7,00 m)

Q : Cantidad del aire (600 m<sup>3</sup>/min)

K : Coeficiente de fricción (0,0016)

$$h = 0,0016 \times \frac{2.000 \times 7,0 \times 10^2}{(3,0)^3} = 82,96 \text{ m/m}$$

$$\text{Potencia (aire)} = \frac{hQ}{75} = \frac{82,96 \times 10}{75} = 11,1 \text{ HP}$$

$$\text{Eficiencia mecánica} = 65\%$$

$$\text{Eficiencia del motor} = 80\%$$

$$11,1 \div 65\% \div 80\% = 21,4 \text{ HP}$$

24 HP (18 kW) es necesario para mayor seguridad.

### 2.2.3.5 Desagüe

El desagüe en la parte de arriba del nivel principal puede llevarse a cabo en forma natural, sin embargo para la parte baja es necesario bombear el agua. Suponiéndose que la cantidad de agua que sale es de  $0,6 \text{ m}^3/\text{min}$ , el cálculo de la fuerza del motor de bomba se estima así:

Diámetro de la tubería : 150 m/m

$$H = H_a + H_p + H_v + H_r + H_m \text{ ---- (1)}$$

H : Altura total de bombeo (m)

H<sub>a</sub>: Altura actual de bombeo (m)

H<sub>p</sub>: Perdida de presión (0 m en atmósfera)

H<sub>v</sub>: Altura perdida del agua ( $V^2/2g$ )

H<sub>r</sub>: Altura perdida del agua causada por fricción de tubería (m)

H<sub>m</sub>: Altura perdida del agua causado por curva y válvula (m)

$$H_a = 80\text{m}, H_p = 0, H_v = V^2/2g = (1,9)^2/2 \times 9,8 = 0,18 \text{ m}$$

$$H_r = 4f \frac{L}{D} \times \frac{V^5}{2g^3 r} = 4 \times 0,006 \times \frac{400}{0,15} \times \frac{(1,9)^5}{2 \times 9,8} \times 0,09 = 1,1 \text{ m}$$

$$H_m = 2,0 \text{ m (hipótesis)}$$

$$\text{Según fórmula(1)} \quad H = 80,0 + 3,28 = 83,3 \text{ m}$$

$$\text{Caballaje del eje } H_{p_2} = \frac{83,3 \times 10}{75 \times 0,55} = 20,2$$

(eficiencia de la bomba  $\eta = 55\%$ )

$$\text{Caballaje del motor } H_{p_3} = 20,2 \div 0,85 = 23,8 = 24 \text{ Hp} = 18 \text{ kW}$$

(eficiencia del motor  $\eta = 85\%$ )



Se colocan una Bomba de desagüe con un motor de 18 kW, y una bomba de repuesto para seguridad.

#### 2.2.3.6 Seguridad e higiene

Los siguientes puntos deben tenerse en cuenta si se quiere una buena eficiencia en la mina.

- (1) No ahorrar esfuerzos ni dinero, en la colocación de los soportes cuando estos sean necesarios.
- (2) Estracción completa del aire sucio después de cada disparo, utilizando ventilador local.
- (3) Entrenamiento suficiente para el manejo correcto de la locomotora, etc.
- (4) Motivación de los trabajadores en el cumplimiento de las medidas de seguridad.

#### 2.2.3.7 Mantenimiento de equipo

Es muy importante la revisión diaria de las condiciones de los equipos así mismo contar con los repuestos mínimos con el objeto de evitar la paralización de la producción y los accidentes.

#### 2.2.3.8 Construcciones y equipos necesarios en la superficie y en los subterráneos

Las construcciones auxiliares que son necesarias son las siguientes;

Tabla 2-2-6 Instalaciones auxiliares para explotación

Item	Localidad	Capacidad, Spec.
Hoyo de desagüe	nivel 2.450 m	10 m x 5 m x 4 m = 200 m <sup>3</sup>
Cuarto de descanso	mina interior	10 m x 10 m x 2 m = 200 m <sup>3</sup>
Cuarto del ventilador	boca mina arriba	18 kW, 2 m x 5 m = 10 m <sup>2</sup>
Tanque de agua para perforación	parte arriba de mina interior	2 m x 2 m x 1 m = 4 m <sup>3</sup>
Casa del compresor	superficie	100 m <sup>2</sup> , por hierro
Oficina	"	50 m <sup>2</sup> , prefabricada
Casa de carga de lampara minera	"	25 m <sup>2</sup> , "
Cuarto para cambio de ropa	"	50 m <sup>2</sup> , "
Polvorín	"	5 m x 5 m = 25 m <sup>2</sup> , cap. 2t
Taller mecánico	"	10 m x 5 m = 50 m <sup>2</sup>

### 2.2.3.9 Cálculo de la demanda eléctrica

Tabla 2-2-7 Demando eléctrica de la Sección de Explotación

Nombre	kW/unit	Unidades	Total kW	% de carga	Carga acumulada	Hora de operación	kWh /día
Compresor	150,0	2	300,0	70	210,0	12,0	2.520
Ventilador Principal	18,0	1	18,0	100	18,0	16,0	290
Ventilador Local	1,5	10	15,0	100	15,0	12,0	180
Bomba de desagüe	18,0	1	18,0	100	18,0	24,0	(430)
Otros			20,0	100	20,0	15,5	310
Total							3.300
			351,0	80	281,0		(3.730)*

\*Demanda eléctrica durante el período de explotación de la zona baja.

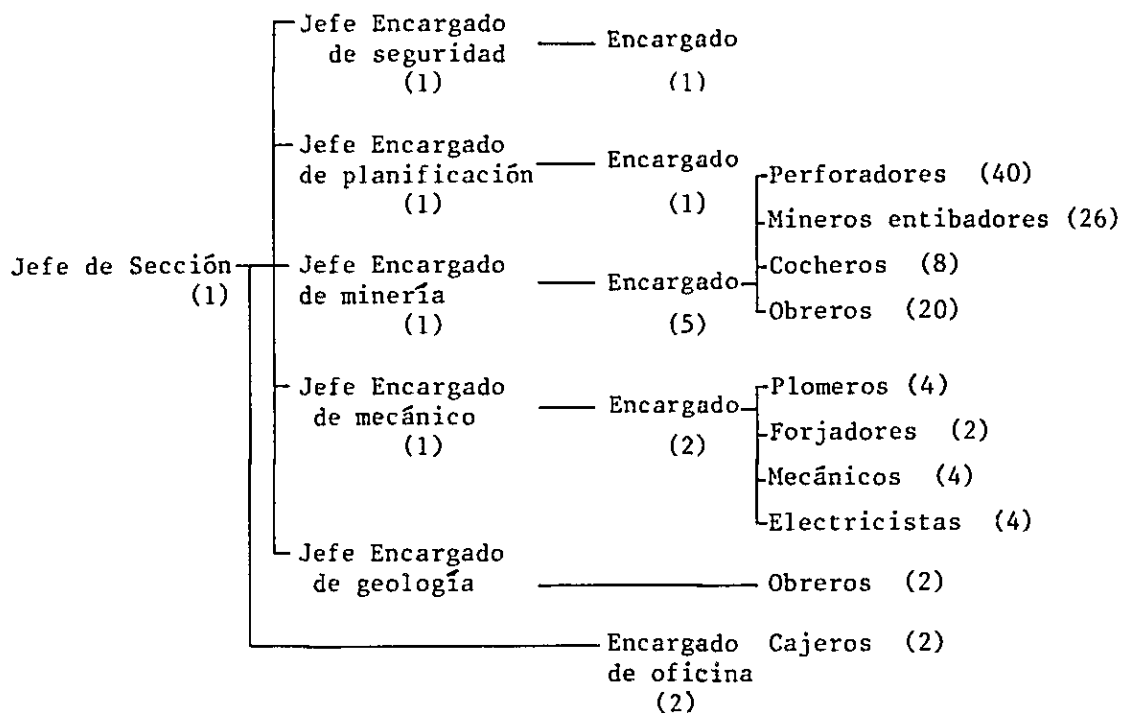
El consumo eléctrico por 1 tonelada de mineral producido durante el período de explotación de la zona de arriba es ; 22,07 kWh/t

El consumo eléctrico por 1 tonelada de mineral producido durante el período de explotación de la zona baja es ; 24,93 kWh/t

## 2.2.4 NUMERO DE TRABAJADORES

### 2.2.4.1 Organización del personal

La organización del personal de la mina se presenta a continuación :



### 2.2.4.2 Número de personas

Con base a la organización del personal planificada, se estima que el número de personas que se necesitan para la sección de explotación es de 129, el que estará conformado por un jefe de sección, 5 jefes encargados por área, 11 encargados y 112 obreros.

El porcentaje de asistencia de los obreros se considera aproximadamente de 85%. El número de obreros en planilla es de 132, además de 17 empleados, para un total de 149 trabajadores.

## 2.2.5 PROYECTO DE INVERSION

### 2.2.5.1 Equipo minero de inversión

Es el equipo necesario para la ejecución del proyecto y el cual se ha mencionado anteriormente.

### 2.2.5.2 Costo inicial de explotación

#### (1) Límite de explotación de inversión

Se considera como inversión los siguientes aspectos:

Nivel principal de transporte (2.530 m)	700 m
Niveles de transporte (2.600 m, 2.635 m)	500 m
Rampa de la zona baja	400 m
Tambor para almacenar el mineral	140 m
Tambor para almacenar el estéril	70 m
Desquinche de varios lugares	300 m
Total	2.110 m

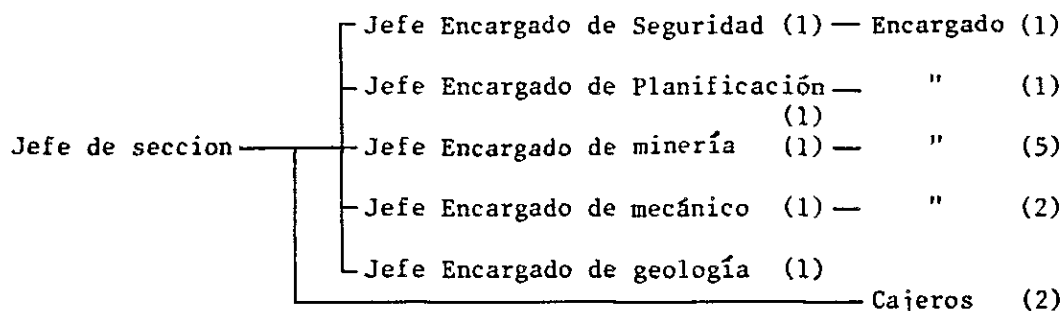
Inicialmente se considera que la cantidad de metros para la explotación de inversión inicial es del orden de 1.710 m excluyendo los 400 m de rampa de la zona baja.

#### (2) Costo unitario de avance

	(\$: peso colombiano)
Nivel principal de transporte	\$16.070 \$/m
Niveles de transporte	\$14.030 "
Tambores	\$ 8.330 "
Desquinche	\$ 6.780 "
Rampa de la zona baja	\$18.240 "

#### (3) Costo de explotación de inversión

El organigrama del personal durante el primer año de actividades es el siguiente.



Antes del primer año de actividades, es necesario disponer de 6 meses para preparar el equipo, instalaciones, personal etc. El sistema de organización del personal para este período seña el siguiente:

Jefe de Sección	{	Jefe Encarg. de Planificación (1) — Empleado (1)
		" de Minería (1) — " (1)
		" de mecánico (1) — " (1)
	Cajeros (2)	

El costo del personal durante el período de preparación, construcción y planificación se presenta a continuación.

Tabla 2-2-8 Costo del personal

Item	Costo unitario Por mes	Período de Preparación		Período de Construcción		Costo G. Total
		Personas	Costo total	Personas	Costo total	
(Empleado) Jefe de sección	60.000 x 1,70	1	612.000	1	1.224.000	1.836.000
Jefe Encarg.	50.000 x 1,70	3	1.530.000	5	5.100.000	6.630.000
Encargado	40.000 x 1,70	5	2.040.000	11	8.976.000	11.016.000
<b>Total</b>		<b>9</b>	<b>4.182.000</b>	<b>17</b>	<b>15.300.000</b>	<b>19.482.000</b>
(Obrero) Minero entibador	16.500 x 1,70			10	3.366.000	3.366.000
Locomotor-ista	15.000 x 1,70			8	2.448.000	2.448.000
Obrero	12.000 x 1,70	5	612.000	12	2.938.000	3.550.000
Cajero	10.000 x 1,70	2	204.000	2	408.000	612.000
Mecánico	16.000 x 1,70			5	1.632.000	1.632.000
<b>Total</b>		<b>7</b>	<b>816.000</b>	<b>37</b>	<b>10.792.000</b>	<b>11.608.000</b>

El costo directo de inversión en la explotación se muestra a continuación.

Tabla 2-2-9 Costo directo de inversión en la explotación

Item	Costo unitario \$/m	Longitud m	Total parcial \$
Nivel Principal de Transporte	16.070	700	11.249.000
Nivel de Transporte	14.030	500	7.015.000
Tambores Principales	8.330	210	1.749.000
Desquinche	6.780	300	2.034.000
Rampa de la zona Baja	18.240	400	7.296.000
Gran Total	13.910	2.110	29.343.000

2.2.5.3 Costo de los equipos y construcciones subterráneas y de superficie.

Estos costos se han estimado de la forma siguiente:

Tabla 2-2-10 Costo de construcción

Item	Capacidad	Costo unitario	Total parcial
Cuarto de descanso	200 m <sup>3</sup>	5.000	1.000.000
Cuarto del Ventilador	10 m <sup>3</sup>	10.000	100 000
Tanque del agua para Perforación	4 m <sup>3</sup>	10 000	40.000
Casa del compresor	100 m <sup>2</sup>	10.000	1.000.000
Oficina	50 m <sup>2</sup>	3.000	150 000
Casa de recargue de las lámparas mineras.	25 m <sup>2</sup>	3.000	75 000
Casa para cambio de vestidos	50 m <sup>2</sup>	3.000	150.000
Polvorín	25 m <sup>2</sup>	20.000	500 000
Taller mecánico	50 m <sup>2</sup>	5.000	250 000
		Sub total	3.265 000
Canal de desagüe	200 m <sup>3</sup>	5.000	1.000.000
Gran total			4.265.000

2.2.5.4 Inversión total

Tabla 2-2-11 Inversión total

Item	Período				Total (mil \$)
	A	B	C	D	
Desembolso del personal empleado	4.182	15.300			19.482
Desembolso del personal obrero	816	10.792			11.608
Máquinas	58.800	17.504	17.744	2.640	96.688
Análisis		2.736			2.736
Costo directo de explotación		22.047		7.296	29.343
Costo de construcción de casas y otros	2.265	1.000		1.000	4.265
Sub total	66.063	69.379	17.744	10.936	164.122
Contingencia (5%)	3.303	3.469	887	547	8.206
Gran Total	69.366	72.848	18.631	11.483	172.328

Nota A: Período de preparación

B: " de explotación de la zona alta

C: " de renovación

D: " de explotación de la zona baja

El costo total de los análisis se estimó de la siguiente manera:

Longitud total de explotaciones iniciales	1.710 m
Intervalo de muestreo	5.0 m
Nº de muestras sacadas	342 pza.
Costo unitario de cada análisis	\$8.000
(para 5 elementos)	
Costo total del análisis	\$2.736.000



## 2.2.6 COSTOS DE OPERACION

### 2.2.6.1 Cálculo de los Costos de Operación

La cantidad de excavación anual para mantener la extracción del mineral se ha calculado teniendo en cuenta que para producir 1000t de mineral es necesario avanzar 20 metros.

Con base en lo anterior y considerando que en un año se excavarían unos 900 m. ( $150 \times 300 \div 1000 \times 20 = 900$ ) y además que un 40% de la excavación total sería de mineral, para 360 m de avance, se produciría 5.000 toneladas de mineral ( $2,2 \times 2,0 \times 360 \times 3,0 = 5.000t$ ).

La producción anual de mineral en los frentes de trabajo sería de 40.000t.

Para calcular el costo total de operación en el interior de la mina se suman los siguientes costos.

- (1) Costo total de excavación de 900 m
- (2) Costo total de producción de 40.000 m

Nota: Los desembolsos personales de empleados contienen un costo de producción de mineral por tajo.

### 2.2.6.2 Cálculo de los costos de Operación

Costos totales de excavación

Costo unitario de excavación, \$14.030/m

Costos totales de excavación, \$14.030 x 900 = \$12.627.000

Costos totales de producción

El costo unitario de producción de mineral se divide en tres partes.

- (1) Costo de mercancías
- (2) Desembolsos del personal
- (3) Gastos generales

Tabla 2-2-12 Resumen de los costos de operación

Item	Zona superior		Zona inferior	
	Costos anuales, \$	Costo unitario, \$	Costos anuales, \$	Cost unitario, \$
Gastos de excav.	12.627.000	281	12.627,000	281
Costo de produc.				
Costo de mercan.	29.983.000	666	31.044.000	690
Desemb, personal	47.382.000	1.053	48.001.000	1.067
Gastos generales	53.456.000	1.188	54.124.000	1.203
Sub-total	130.821,000	2.907	133.169.000	2.960
Total	143.448.000	3.188	145.796,000	3.241

#### 2.2.7 ASPECTOS TECNICOS POR RESOLVER Y RECOMENDACIONES

- (1) La variación en el espesor de las vetas causan una baja en la producción, lo que trae como consecuencia un cambio en el sistema de explotación.
- (2) El factor de dilución puede aumentar notablemente, particularmente cuando la roca encajante es débil, causando la disminución del tenor.
- (3) De igual manera, el incremento del estéril en el mineral ocasiona la disminución en la recuperación del mineral y por lo tanto las reservas explotables pueden ser disminuidas.
- (4) Teniendo en cuenta las características de las vetas, es imposible aplicar el sistema Diesel a gran escala, por lo tanto el empleo de equipo en pequeña escala de eficiencia es el que necesariamente debe usarse.
- (5) Es necesario entibar con madera la mayor parte de niveles.
- (6) Los niveles de transporte a excepción del nivel principal de transporte deben ser excavados a partir de sobreguias.
- (7) Los pilares horizontales que se dejan como soporte del techo y del piso en el nivel de transporte deben ser llevados a sus límites de seguridad.
- (8) Tomando en cuenta que la diferencia de la temperatura entre el interior y el exterior de la mina no es muy grande, la ventilación forzada es necesaria para la aireación de los niveles y frentes de trabajo.



Tabla 2-2-14 Base para el cálculo de los costos unitarios de excavación cada 1 metro

Clase ..... Nivel Principal de Transporte  
 Dimensión ..... 2,2 m x 2,5 m

(Unidad; Pesos)

Item		Cant'd	Un'd	Precio unitario	Suma	Nota
Costo de mercancía	Explosivos	15,0	kg	300	4.500	
	Fulminantes, guía	16	pza.	20	320	$25 \div 1,6 = 16$
	Rieles	2	m	1.170	2.340	
	Tuberías	1	m	480	480	
	Barrenos	0,40	pza.	6.620	2.650	$1,8 \times 25 \div 70,0 \div 1,6 = 0,40$
	Materiales de Acero	5	kg	50	250	
	Maderas	0,02	m <sup>3</sup>	1.250	30	
	Otros				500	
Sub-total					11.070	
Desembolsos personales	Sueldo	3,67	hombs	660	2.420	$1,0 \div 0,6 \times 660 = 1.000$ $2,0 \times 660 = 1.320$
	Prestaciones				1.690	Sueldo x 70%
	Sub-total					4.110
Gastos generales	Fuerza Eléctrica	200	kWh	4,45	890	
	Total		700	m		16.070

Tabla 2-2-15 Base para el cálculo de los costos unitarios de excavación cada 1 metro

Clase ..... Nivel de transporte  
 Dimensión ..... 2,0 m x 2,2 m

(Unidad; Pesos)

Item		Cant'd	Un'd	Precio unitario	Suma	Nota
Costo de mercancía	Explosivos	12,0	kg	300	3.600	
	Fulminantes, guía	13	pza.	20	260	20÷1,6=13
	Rieles	2	m	1.170	2.340	
	Tuberías	1	m	480	480	
	Barrenos	0,30	pza.	6.620	1.990	1,8x20÷70,0÷1,6=0,30
	Materiales de Acero	4	kg	50	200	
	Maderas	0,02	m <sup>3</sup>	1.250	30	
	Otros				400	
Sub-total					9.300	
Desembolsos personales	Sueldo	3,43	hombs	660	2.260	1,0÷0,7x660=940 2,0x660=1.320
	Prestaciones				1.580	Sueldo x 70%
	Sub-total					3.840
Gastos generales	Fuerza Eléctrica	200	kWh	4,45	890	
	Total					14.030

Tabla 2-2-16 Base para el cálculo de los costos unitarios de excavación cada 1 metro

Clase ..... Tambor  
 Dimensión ..... 2,0 m x 1,5 m

(Unidad; Pesos)

Item		Cant'd	Un'd	Precio unitario	Suma	Nota
Costo de mercancía	Explosivos	10	kg	300	3.000	
	Fulminantes, guía	15	pza.	20	300	$18 \div 1,2 = 15$
	Rieles		m			
	Tuberías		m			
	Barrenos	0,30	pza.	6.620	1.990	$1,5 \times 18 \div 70,0 \div 1,2 = 0,30$
	Materiales de Acero		kg			
	Maderas		m <sup>3</sup>			
	Otros				300	
Sub-total					5.590	
Desembolsos personales	Sueldo	1,65	hombs	660	1.090	$1,0 \div 0,60 \times 660 = 1,090$
	Prestaciones				760	Sueldo x 70%
Sub-total					1.850	
Gastos generales	Fuerza Eléctrica	200	kWh	4,45	890	
	Total					8.330

Tabla 2-2-17 Base para el cálculo de los costos  
unitarias de excavación  
cada 1 metro

Clase ..... Desquinche

(Unidad; Pesos)

Item		Cant'd	Un'd	Precio unitario	Suma	Nota
Costos de mercancía	Explosivos	7,0	kg	300	2.100	
	Fulminantes, guía	7,0	pza.	20	140	
	Rieles		m			
	Tuberías		m			
	Barrenos	0,20	pza.	6.620	1.320	
	Materiales de Acero	2	kg	50	100	
	Maderas	0,02	m <sup>3</sup>	1.250	30	
	Otros				400	
Sub-total					4.090	
Desembolsos personales	Sueldo	2,00	hombs	660	1.320	1,0÷1,0x660=660 1,0x660=660
	Prestaciones				920	Sueldo x 70%
Sub-total					2.240	
Gastos generales	Fuerza Eléctrica	100	kWh	4,45	450	
Total					6.780	

Tabla 2-2-18 Base para el cálculo de los costos unitarios de excavación cada 1 metro

Clase ..... Rampa de zona baja  
 Dimensión ..... 2,5 m x 2,5 m

(Unidad; Pesos)

Item		Cant'd	Un'd	Precio unitario	Suma	Nota
Costos de mercancía	Explosivos	15,0	kg	300	4.500	
	Fulminantes, guía	18	pza.	20	360	$28 \div 1,6 = 18$
	Rieles	2	m	1.170	2.340	
	Tuberías	1	m	480	480	
	Barrenos	0,50	pza.	6.620	3.310	$1,8 \times 28 \div 70,0 \div 1,6 = 0,50$
	Materiales de Acero	7	kg	50	350	
	Maderas	0,03	m <sup>3</sup>	1.250	40	
	Otros				600	
Sub-total					11.980	
Desembolsos personales	Sueldo	5,33	hombs	660	3.520	$1,0 \div 0,3 \times 660 = 2.200$ $2,0 \times 660 = 1.320$
	Prestaciones				1.850	Sueldo x 70%
Sub-total					5.370	
Gastos generales	Fuerza Eléctrica	200	kWh	4,45	890	
	Total					18.240





Tabla 2-2-19 Base para el cálculo de los costos total de operación por año

Item	Unidad	Precio unitario	Producción				Mantenimiento mecánico				Desagüe				Total (\$ miles de Pesos)	Nota
			Consumo unitario	Producción	Cantidad	Costos	Consumo unitario	Producción	Cantidad	Costos	Consumo unitario	Producción	Cantidad	Costos		
(Costos de mercancía)																
Explosivos	kg	300	1,5	40.000	60.000	18.000								18.000		
Fulminante, guía	pza.	20	1,8	40.000	72.000	1.440								1.440		
Maderas	m <sup>3</sup>	1.250	0,012	40.000	480	600								600		
Rieles	kg	65	0,10	40.000	4.000	260								260		
Barrenos	pza.	6.620	0,012	40.000	480	3.178								3.178		
Materiales Acero	kg	50	0,20	40.000	8.000	400			10.000	500				900		Tubería de 3"
Tuberías	kg	50	0,40	40.000	16.000	800								800		
Grasas	gal	61						5.000	305			(1.000)	(61)	305		
														(366)		
Repuestos de Máquina									3.000				(1.000)	3.000		
Otros Varios				40.000		1.000				500				(4.000)		
														1.500		
Sub-total						25.678				4.305			(1.061)	29.983		
														(31.044)		
(Desembolsos personales)																
Perforistas 1ra.	hombre	1.220			4.800	5.856								5.856		Sueldo Básico x 1,70 16x300=4.800
" 2nda.	"	1.020			4.800	4.896								4.896		" "
Mineros Sostenimiento	"	1.220			3.900	4.758								4.758		" 13x300=3.900
" 1ro.	"															" "
" 2ndo.	"	1.020			3.900	3.978								3.978		" "
Cocheros	"	1.020			2.400	2.448								2.448		" 8x300=2.400
Plomeros	"	1.020			1.200	1.224								1.224		" 4x300=1.200
Forjadores	"	1.090						600	654			(100)	(109)	654		" 2x300= 600
														(763)		
Mecánicos	"	1.020						1.200	1.224			(300)	(306)	1.224		" 4x300=1.200
														(1.530)		
Electricistas	"	1.020						1.200	1.224			(200)	(204)	1.224		" 4x300=1.200
														(1.428)		
Cajeros	"	680			600	408								408		" 2x300= 600
Peones	"	820			6.600	5.412								5.412		" 22x300=6.600
Jefe de Sección	Persona mes.	102.000			12	1.224								1.224		Salario Básico x 1,70 1x12=12
Encargado Jefe	"	85.000			48	4.080		12	1.020					5.100		" 4x12=48
Encárgado	"	68.000			108	7.344		24	1.632					8.976		" 2x12=24 9x12=108
Sub-total						41.628				5.754			(619)	47.382		
														(48.001)		
(Gastos generales)																
Fuerza Eléctrica	kWh	4,45	20,0	40.000	800.000	3.560	2,0	40.000	80.000	356		(150.000)	(668)	3.916		
Pedidos Exteriores						28.440				10.000				(4.584)		
Reparaciones						1.500				1.500				38.440		Incluye 13,440mil \$ de peso a contratista de perforación diamantina.
Transporte						2.000				1.000				3.000		
Análisis		8.000			600	4.800								3.000		
Otros Varios						200				100				4.800		
														300		
Sub-total						40.500				12.956			(668)	53.456		
														(54.124)		
Gran-total						107.806				23.015			(2.348)	130.821		
														(133.169)		

Nota; Cifra entre parentesis incluye costo de desagüe.

