

DIRECCIÓN NACIONAL DE MINERÍA Y GEOLOGÍA

CENTRO DE EXPLORACIÓN CÓRDOBA

PLAN DE TRABAJO:
FORMULACIÓN DEL PROYECTO DE EXPLORACIÓN
DE LA MINA RARA FORTUNA
Córdoba, Argentina

Autor: MIRÓ, R.

BOIERO, J.

AÑO 1986

I. RESUMEN, CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

Los yacimientos de Pb, Ag y Zn del noroeste cordobés se conocen desde la época colonial. Han sido trabajados en diferentes oportunidades con éxito variable y a veces con cierta intensidad, tal como aconteciera a mediados del siglo pasado. Los depósitos configuran dos distritos mayores: el distrito El Guaico, dentro del cual se encuentra la mina Rara Fortuna, y el distrito La Argentina.

La mina Rara Fortuna fue explotada hasta fines de la década del 30 y luego, en forma esporádica a mediados de los años 70. El análisis de los antecedentes obtenidos, además de nuevos trabajos realizados en la zona de interés, llevaron a una evaluación previa del sector de la mina Rara Fortuna el cual permitió alentar la posibilidad de encontrar en el yacimiento reservas minerales suficientes como para permitir su explotación industrial.

El yacimiento se encuentra a 210 kms. de la ciudad / de Córdoba, próximo a las ciudades de Cruz del Eje y Villa de Soto, siendo su acceso de tránsito permanente. La infraestructura básica es favorable (camino, agua, mano de obra, energía).

La estructura Rara Fortuna-Bella Tapada I posee una longitud total de 800 m. habiendo sido explotada principalmente en su mitad sur. La veta principal corresponde a un yacimiento hidrotermal con ganga de cuarzo que rellena fracturas producidas en el basamento migmatítico-metatórfico de edad precámbrica. El rumbo predominante de esta fracturación es NE-SW.

La mineralización dominante es de plomo, zinc y plata, con cantidades menores de vanadio, cobre, antimonio, arsénico, cadmio y estaño. La mineralización se distribuye en forma heterogénea, en clavos de concentración alta intercalados en tramos de veta estéril. La potencia media estimada del yacimiento es de 0,60 m. y la profundidad probable se ha calculado en 150 m. en base al estudio estructural del basamento. La estimación de la ley media procedente de datos bibliográficos indica una ley de Ag de 800 ppm., de 8,5% de Pb y de 2,7% de Zn. Las reservas prospectivas han sido calculadas en 140.000 tn. a las que deben sumarse 4.000 tn. de escombreras.

Se considera a Rara Fortuna-Bella Tapada, por los an

tecedentes históricos de su producción y por las dimensiones de las labores, como los yacimientos de plomo, plata y zinc / de mayor importancia, dentro del distrito El Guaico, en el Departamento Minas. El laboreo de extracción efectuado, principalmente en su sector sur, denota la apreciable magnitud de / las tareas desarrolladas, en los comienzos del presente siglo.

De la información geológica que antecede, se deduce un probable potencial económico, que se hace necesario explorar y posteriormente evaluar. Con tal finalidad, se propone / un proyecto de exploración, en 3 etapas consecutivas, con objetivos bien definidos, cuya confirmación irá justificando la prosecución de los trabajos, hasta la evaluación final.

Mediante el desarrollo exploratorio de 1856 m. de / galería sobre veta, 90 m. de profundización del pique principal y 720 m. de chimeneas, se pretende cubicar 105.840 tn. de mineral, en calidad de reservas positivas y 25.200 tn. como / reservas probables, lo que hace un total de 131.040 tn. de reservas industriales, con una preinversión que asciende a \$ / 933.427, resultando un costo de exploración por tn. de \$ 7,12.

En base a esta reserva, a confirmar (a la que se debe agregar 4.000 tn. de escombreras con una ley de 3,6 de Pb, 0,200 kgs./tn. de Ag y 2% de Zn), se ha planificado la explotación del yacimiento, mediante el método de "realce sobre saca", con una escala operativa de 80 tn. diarias de mineral // (arranque de veta de 0,60 m. de potencia) que se incrementa, para la extracción, en un 50% por el ancho mínimo a rajar, de 0,90 m. (0,30 m. de ancho de caja que se adiciona a la potencia de la veta), es decir 120 tn./día.

Los parámetros específicos de estos trabajos, resultan ser:

Perf. específica	7,50m. perf./m ³ mineral arrancado
Rendimiento de la perf.	2,35m. perf./tn. mineral arrancado
Consumo específico explosivo..	0,573 kgs./tn. mineral arrancado
El costo total resultante, es de	\$ 31,96/tn.

Por tratarse de una mena primaria, con galena y blenda, argentita, pirita, arsenopirita y greenockita, en parte / oxidada, se propone su beneficio, mediante una planta de flotación selectiva con algunos circuitos de concentración gravitacional, particularmente para dichos oxidados del plomo. Con la optimización de sus circuitos, es factible lograr una importante producción de concentrados de Pb, Ag y Zn, con leyes

de 59,42% para el Pb, 10,775 kgs./tn. para la Ag y 53,20% para el Zn, a un costo operativo de \$ 16,95/tn., para 100 tn. diarias de tratamiento.

El valor comercial de los concentrados, obtenido en base a cotizaciones por kg. metal contenido para el plomo, / plata y zinc, al 30/06/86, del Mercado Nacional, con una sostenida demanda de estos metales; significa un ingreso bruto diario de \$ 10.672,06.

La extracción y tratamiento anual de 30.000 tn. de mineral, cuyo valor (por la venta de sus concentrados) de \$ 3.201.618 significa \$ 106,72/tn. de mena tratada, permitiría la explotación de las 131.040 tn. de reservas industriales a cubicar, en un período de 4,4 años. Agregando el tiempo que demandará el programa de exploración propuesto (3 años), la vida total del proyecto se eleva a 7,4 años.

Finalmente, el valor total de las reservas a cubicar es de \$ 13.984.588; la inversión en activos fijos e infraestructura es de \$ 1.216.533 (\$ 677.005 para planta de tratamiento, \$ 510.448 para explotación de mina y \$ 29.080 para infraestructura básica); el costo operativo de mina y planta es de \$ 50,91/tn.; el capital de trabajo es de \$ 254.550 y la // preinversión en exploración es de \$ 933.427.

Conclusiones

Los valores definitivos establecidos, ante la probable confirmación de las reservas mínimas referidas, aseguran la rentabilidad de las operaciones extractivas de las minas Rara Fortuna-Bella Tapada, con la posibilidad de un incremento de las utilidades por el cambio favorable de los contenidos minerales, en profundidad.

Recomendaciones

Desarrollar estrictamente el programa de exploración propuesto, con la mayor eficiencia en las diferentes tareas / detalladas y la correcta interpretación de los resultados obtenidos, en cada etapa. De esta manera asegurar el mejor rendimiento, con la finalidad de no aumentar los costos previstos y asegurar su ejecución dentro de los plazos estipulados.

II. INFORME TÉCNICO

A. INFORMACION GENERAL

1. Aspectos Legales

Rara Fortuna: Expediente N° 1054/39

Titular: Eduardo Jorge Megna, representado por Francisco J. De Ridder.

Con domicilio en: Arturo M. Bas N° 166-1° Piso-Esc. 12-Cba.

Bella Tapada: Expediente N° 564/34

Titular: "Minera Argentina, S.C." - Sociedad Colectiva, Comercial e Industrial integrada por Roberto Segundo Barberis, Carlos Arturo Mendiburu y otra.

Con domicilio en: Hotel Nacional de Turismo de Villa de Soto.

2. Ubicación geográfica del depósito

La mina Rara Fortuna se encuentra ubicada en el noroeste de la provincia de Córdoba, en el Departamento Minas, pedanía Ciénaga del Coro. Sus coordenadas geográficas son: 65° 14' de longitud oeste y 30° 59' de latitud sur, encontrándose a una altitud de 800 m.s.n.m.

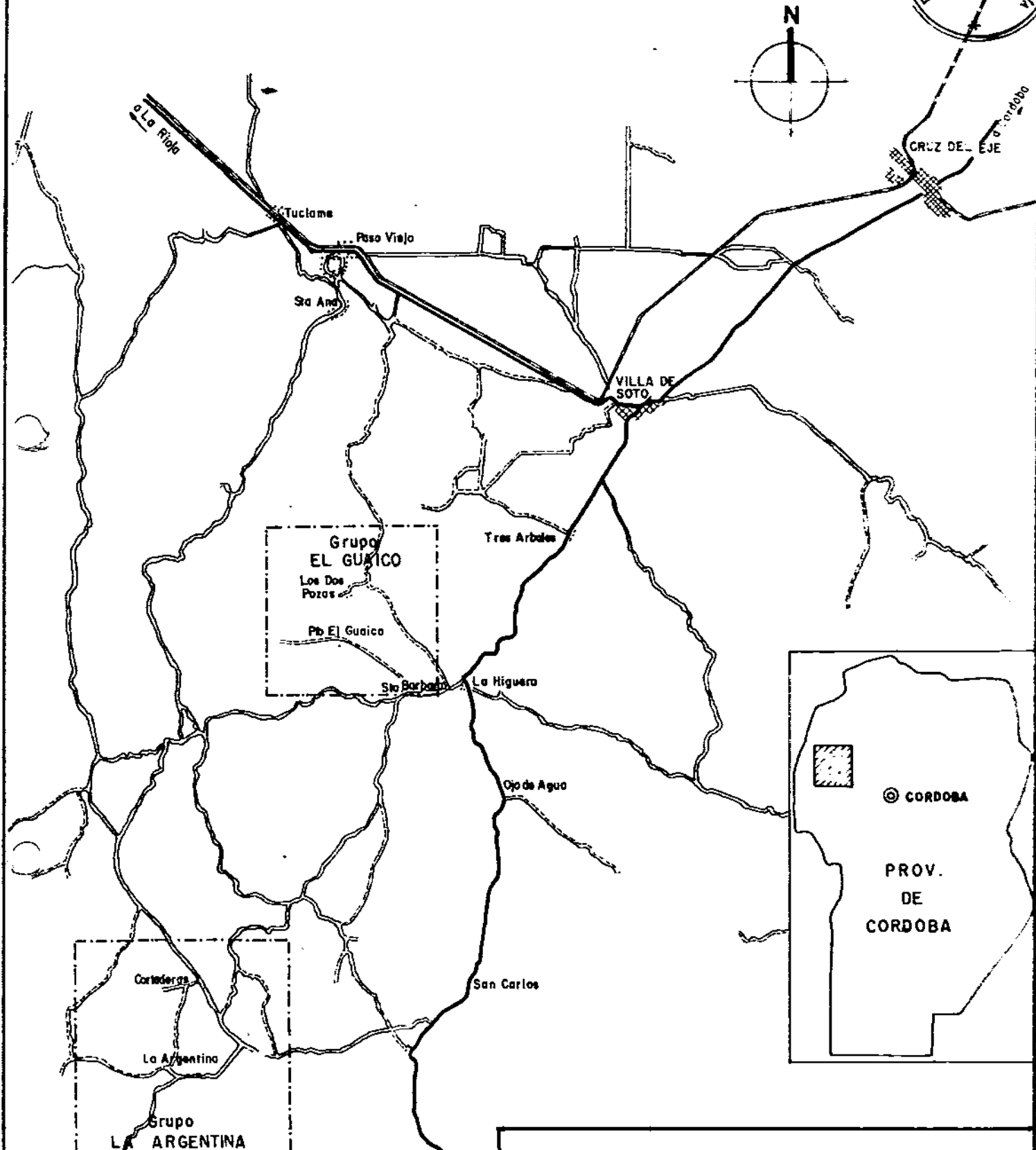
3. Acceso al yacimiento

El acceso al yacimiento desde la ciudad de Córdoba se realiza por la ruta nacional 30 hasta Villa de Soto, // distante 170 km., continuando hacia el sur por la ruta provincial N° 15 hasta la localidad de La Higuera, distante 7 23 kms. de la anterior. Desde La Higuera parte hacia el oeste el camino a Ciénaga del Coro, el cual se debe transitar 8 kms. hasta llegar a la huella rural que conduce al // puesto El Guaico. Por este camino se llega al arroyo Rumi-Huasi, distante 11 kms., junto al cual se encuentra la mina Rara Fortuna. Salvo la última huella, que suele encontrarse en mal estado después de las precipitaciones, el // acceso es bueno y puede ser utilizado sin inconvenientes todo el año (ver figura 1).-

4. Rasgos topográficos

El relieve de la región es suave con desniveles que oscilan entre 100 y 150 m. entre las crestas de las loma-

FIGURA 1



DIRECCION NACIONAL DE MINERIA Y GEOLOGIA
CENTRO DE EXPLORACION CORDOBA

PLANO DE UBICACION
GRUPOS "EL GUAICO-DOS POZOS" "LA ARGENTINA"
PROVINCIA DE CORDOBA.

das, generalmente ocupadas por relictos redondeados de las masas gneísicas, y los valles de los arroyos. La altura media en la zona de la mina es de 600 m.s.n.m. La pendiente general del terreno es hacia el noreste, en la dirección / que confluyen los arroyos principales al embalse del dique Pichanas.

5. Clima

La temperatura media anual oscila alrededor de los / 19°C, con máximas absolutas de 44°C y mínimas de -6°C. El verano térmico es prolongado abarcando de octubre a marzo con una media de 24°C. La región carece de invierno térmico (media inferior a 4°C. Las precipitaciones se hallan // concentradas entre los meses de noviembre a marzo con una media anual de 550 mm. y una concentración en el período / estival de más del 85%. La humedad relativa media anual es del 60%. La nubosidad es baja durante la primavera y son / frecuentes los vientos de regular intensidad. Su origen // principal corresponde a la dirección N-NE y al S-SE.

6. Fuentes de agua

A una distancia de 150 m. al este de la mina se encuentra el arroyo Rumi-Huasi el cual es de curso semipermanente, con años de escurrimiento continuo y otros de interrupción total, según las precipitaciones de la época. Sin embargo, dado el caudal de precipitaciones las disponibilidades de agua son abundantes ya sea a través de la captación de los cursos de agua o por medio de su embalsado. Cabe recordar que todas las minas del distrito se encuentran inundadas en forma permanente.

7. Fuentes de energía

Como fuente de energía, dispone de una línea de media tensión en la localidad de La Higuera y otra de baja / tensión en la localidad de Ciénaga del Coro, distante 12 / kms. del yacimiento.

8. Insumos y mano de obra

Las fuentes de abastecimiento de insumo más próximas son las localidades de Villa de Soto (37 km.) y Cruz del / Eje (60 km.). La mano de obra no es abundante en razón de la permanente despoblación del área por falta de trabajo.

Existen núcleos dispersos de pobladores en la región de Ciénaga del Coro que podrían ser fácilmente trasladados a la zona minera, dependiendo de la continuidad en las / actividades de explotación.

9. Historia del yacimiento

Según información de pobladores, la mina se conoce desde épocas coloniales, existiendo referencias de una explotación realizada alrededor del año 1880. Recién en el año 1941 la mina es inscripta en la Dirección de Minería de la Provincia por plomo y vanadio, si bien ya había sido explotada por la empresa Unión Minera del Plata. En / 1951 J. Tuercke y F. Schneider instalan equipos y maquinarias tendientes a incrementar la explotación de la mina y otros yacimientos del distrito. La actividad extractiva / es continuada a partir de 1960 por W. Lancaster quien alcanza un nivel de producción de 200 tn./nes de concentrados de plomo y plata.

La primitiva explotación de la mina Rara Fortuna, / así como las restantes del distrito, estaba orientada a / la extracción de plata metálica, desechándose el plomo, / zinc y vanadio. Durante el siglo pasado la minería del distrito convergía sobre dos establecimientos de fundición, el de Dos Pozos, situado en la margen derecha del arroyo El Guaico y el de Santa Bárbara, en la margen derecha del río Pichanas (ver figura 2).

A fines del siglo pasado las operaciones mineras habían decrecido notablemente. En la década de 1920 el distrito se reactivó poniéndose en actividad la fundición de Dos Pozos. Hacia 1930 se registra la paralización total / de las actividades mineras en el distrito. Tan solo en la mina Rara Fortuna, y parcialmente en la mina Ana María, / se produce una reactivación alrededor de 1976 a través de la Cía. Minera El Guaico S.R.L. en donde se trabajan las escombreras y algunos niveles productivos. Por último, en el año 1983, la empresa Minera Pirquitas efectúa un cesa- / gote y muestreo de las labores de la mina con el objeto / de evaluar la posibilidad de una reapertura de su explotación. Lamentablemente los resultados de este último trabajo han permanecido reservados por la empresa interesada.

B. GEOLOGIA

1. Geología Regional

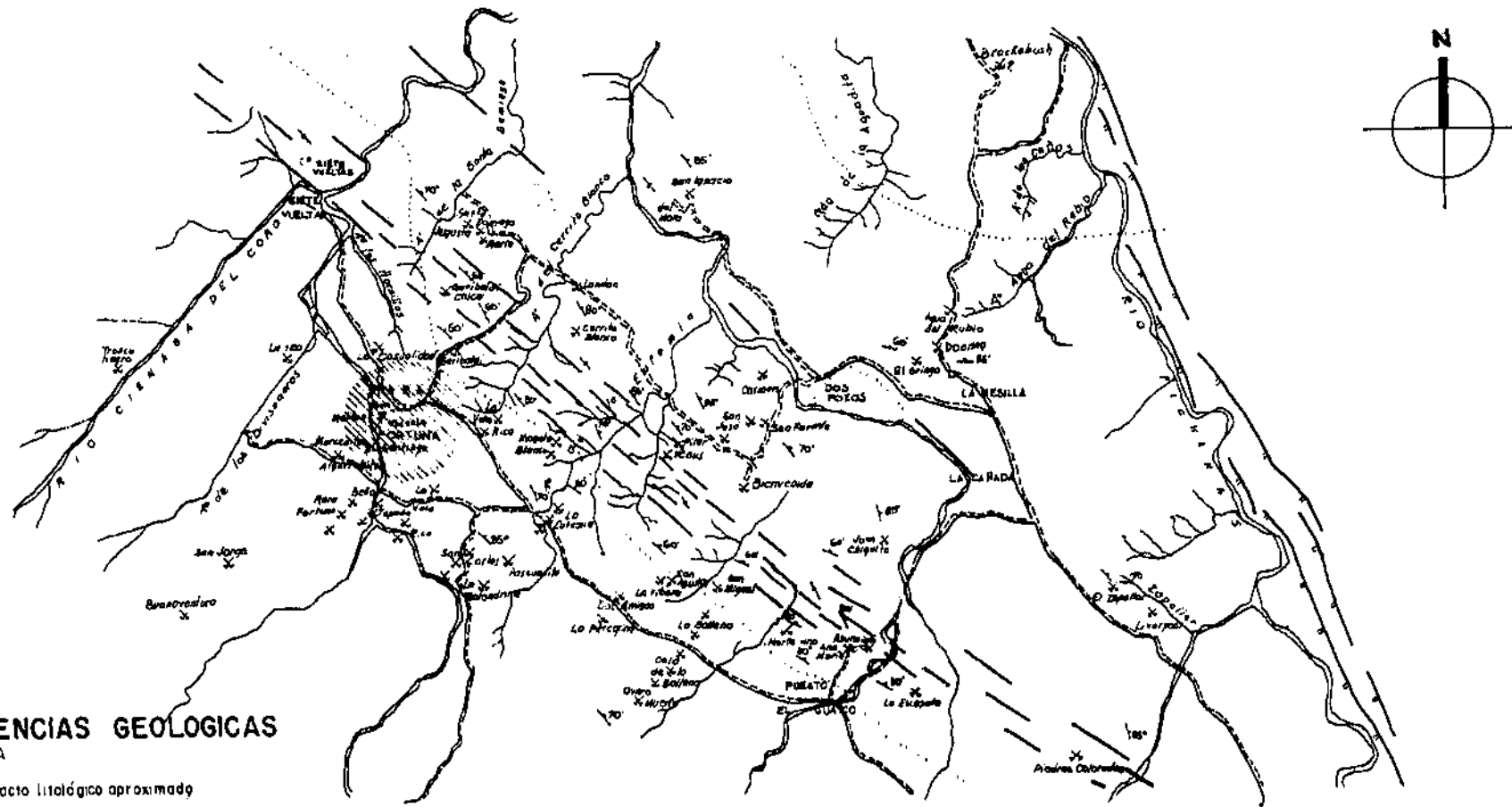
El yacimiento Rara Fortuna se encuentra en el ambiente de basamento metamórfico característico del área serrana de la provincia. En particular las rocas predominantes en la zona del distrito minero El Guaico corresponden a // dos tipos bien diferenciados: I) migmatitas homogéneas y / gneises macizos granodioríticos y graníticos, con escasas intercalaciones de gneises esquistosos inyectados y II) esquistos biotíticos inyectados y migmatitas heterogéneas. Ambos tipos litológicos están separados por una línea de / cizalla de orientación NW-SE, dentro de la cual se encuentran numerosos cuerpos pegmatíticos emplazados con una orientación similar. Las minas del distrito El Guaico se ubican tanto al norte de esta zona de cizalla, en el ambiente de los esquistos biotíticos, como al sur de la misma, / en los gneises macizos. Excepcionalmente se encuentran dos yacimientos dentro de la zona de fracturación. La mina Rara Fortuna se ubica en el sector sur del distrito (ver figura 3).

Las rocas metamórficas son atribuidas al Precámbrico Superior en tanto que la fase intrusiva a la que se vinculan los cuerpos pegmatíticos se asigna al Paleozoico Inferior y Medio (Lucero, 1976).

2. Estructura Regional

La región del yacimiento corresponde a un bloque deprimido, de relieve ondulado con alturas medias de 300 m. s.n.m., que se ubica entre las sierras de Guasapalpa al oeste y la sierra de Gaspar al este. Las metamorfitas corresponden a una pila sedimentaria de un geosinclinal precámbrico plegado y sobreelevado. En general la estratificación primigenia es paralela a subparalela a la esquistosidad actual, si bien esta última muestra en la mayoría de / los casos alineaciones divergentes que corresponden a más de una fase de deformación. La esquistosidad de las metamorfitas presenta un rumbo regional de N-40°-W. Las inclinaciones son siempre altas, subverticales o del orden de / 70/80° en sentido SW predominante, o NE. Esta alineación / es la que se considera coincidente con la estratificación sedimentaria original. En el ambiente de los esquistos biotíticos se observan otras estructuras de meso y microplie-

FIGURA 3



REFERENCIAS GEOLOGICAS

◦ LITOLOGIA

[---] Contacto litológico aproximado

◦ ESTRUCTURAS

- [---] Falla o fractura
- [---] Falla con indicación bloque hundido
- [---] Esquistosidad metamórfica
- [---] Esquistosidad de plano vertical

◦ MINERAS

[*] Prospecto o yacimiento minero (activo)

◦ TOPOGRAFICAS

- [---] Huella o camino secundario
- [---] Huella de herradura

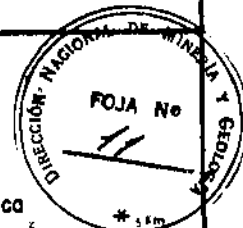
DIRECCION NACIONAL DE MINERIA Y GEOLOGIA
CENTRO DE EXPLORACION CORDOBA

MAPA GEOLOGICO

DISTRITO MINERO EL GUAICO

Según R. J. SUREDA (1978)

Escala gráfica



gues, en contraste con la forma homoclinal del ambiente / gneísico, que corresponden a episodios posteriores de deformación y a los que se pueden vincular alguna de las fases de inyección.

Los sistemas de fracturación regional muestran una orientación submeridiana, con desviaciones al este y al oeste, en coincidencia con la estructura interna del metamorfismo. Pueden atribuirse por lo tanto a ciclos orogénicos del Precámbrico y Paleozoico inferior. Sin embargo todos los rasgos del relieve actual se encuentran vinculados al ciclo orogénico Andico. Durante el mismo se formaron, / en algunos casos sobre las líneas tectónicas preexistentes, los sistemas de grandes bloques volcados, asociados a fracturas de alto ángulo y buzantes principalmente hacia el este que constituyen la morfología actual.

Las vetas mineralizadas del distrito El Guaico se alojan en fracturas, de rumbo predominante NE, transversales a la esquistosidad, que se vinculan a fenómenos tensionales de ciclos tectónicos del Paleozoico medio.

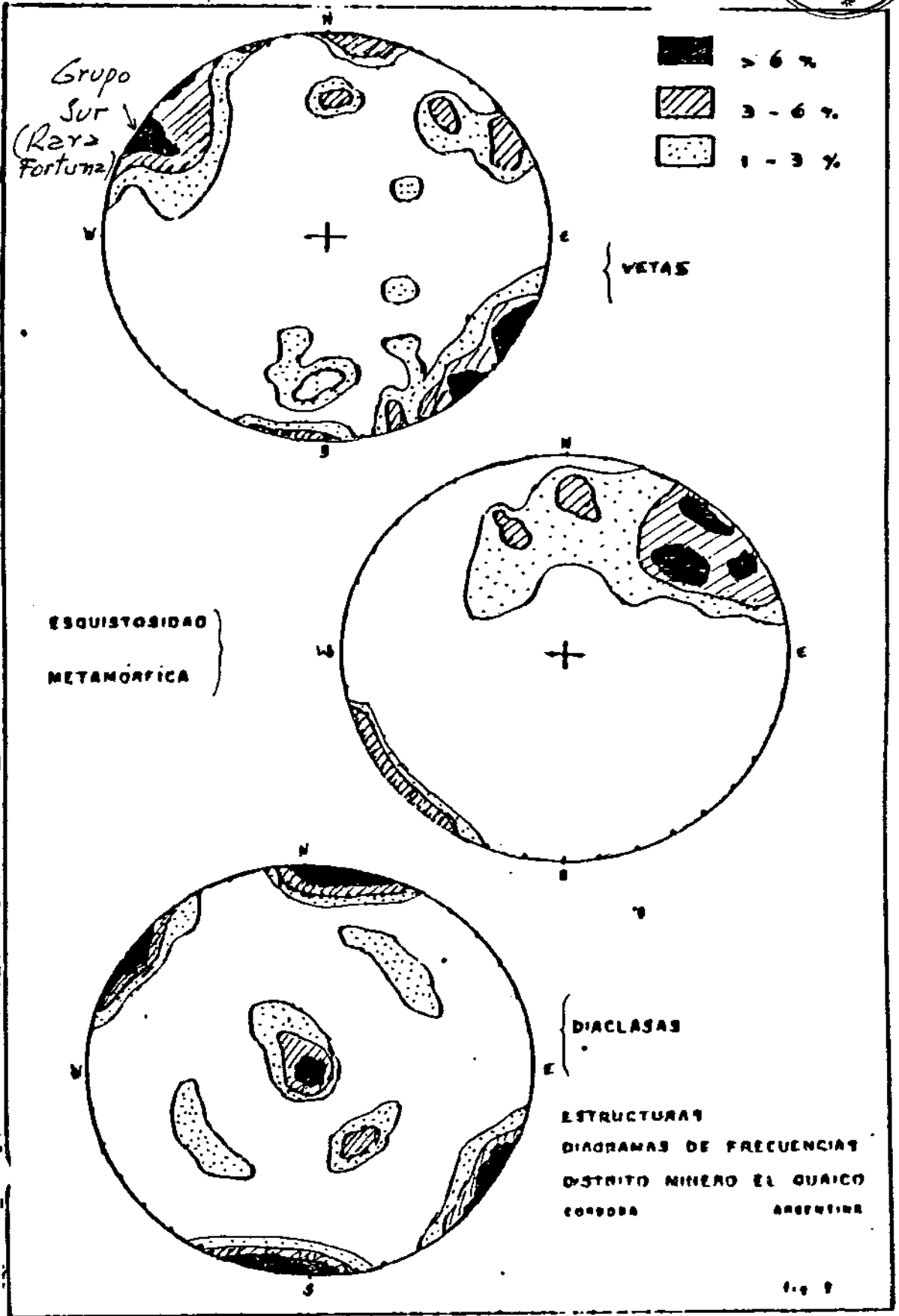
3. Relación estructura-mineralización

Las vetas del distrito El Guaico se alojan en sistemas paralelos y subparalelos de fracturas tensionales verticales. Poseen dos orientaciones principales según su ubicación con respecto a la franja de cizalla que atraviesa / el distrito con rumbo NNW-SSL. Al sur de la franja las vetas poseen una orientación NE (minas Rara Fortuna, Bella Tapada, Garibaldi, Rica Chica, Eufemia, La Cola de la Ballena, etc.). Al norte de la zona de cizalla presentan una posición subconcordante con la esquistosidad regional o / sea de rumbo NW (minas Santo Domingo, Asunción, Augusta, / London, San José, etc.).

Un diagrama muestra la relación existente entre la / orientación de las vetas, la esquistosidad de la caja y // las diaclasas (ver figura 4).

La zona de cizalla intermedia ha sido datada como / perteneciente al Ciclo Brasiliano (~~Paleozoico~~ ^{Brasiliano} medio). Las vetas del distrito El Guaico cortan a esta zona por lo que su edad sería atribuible al Paleozoico medio (límite Devónico-Carbónico).

El sector de la mina Rara Fortuna ha sido reconocido



cf. R. Sureda, RAGA 33, 4; 1978

al detalle a fin de poder vincular las diferentes vetas / que acompañan a la estructura principal. Se ha determinado que existen tres estructuras mineralizadas principales que son de oeste a este: 1) Mina Algarrobito - Mina San / Melitón - Mina Garibaldi; el rumbo de esta estructura es N 35° E. 2) Mina Rara Fortuna - Mina Bella Tapada I; con un rumbo de N 25° E. 3) Mina Bella Tapada II; con un rumbo de N 20° E (ver plano 1). La estructura N° 1 es cortada por el arroyo Rumi Huasi en el sector en que convergerían con la estructura N° 2. La estructura N° 1 posee un desarrollo de casi 2.000 m. en tanto que la estructura N° 2 (Rara Fortuna) tendría una extensión de 800 m. La estructura de la mina Bella Tapada II posee una extensión no mayor de 300 m. y es cortada en su parte media por el arroyo Corral de Bustos.

La mineralización es casi continua a lo largo de las estructuras aunque presenta características heterogéneas en cuanto a su espesor, número de vetas y ancho de la franja milonitizada.

4. Geología de detalle de las vetas

Las tres estructuras mineralizadas del área poseen / las siguientes características:

1) Algarrobito - San Melitón - Garibaldi

Corresponde a la estructura de mayor extensión ya que / alcanza una corrida de 2.000 m. aproximadamente. La mina Algarrobito ha sido explotada en forma poco intensiva. A través del laboreo subterráneo ha podido reconocerse las características de la veta. Se trata de una / veta de cuarzo en donde no se observan sulfuros primarios, los que aparecen reemplazados por óxidos. Entre estos predominan las limonitas, hematitas y pirolusita. El nivel del agua actual (junio/86) solo permite la observación de la zona de oxidación.

La veta posee un ancho medio de 60 cm. y presenta frecuentes tabiques de la roca de caja. Esta última está / formada por un gneis granodiorítico en la parte suroccidental de la veta que se torna granítico hacia la parte media.

La mina San Melitón ha sido trabajada solo superficialmente en razón de tener un ingreso de agua considerable. La veta posee un espesor medio de 1,2 m. con un rumbo / de N40°E y una inclinación de 75° al NE, extendiéndose

su afloramiento en una corrida de 60 m. La estructura / reaparece 200 m. hacia el NE en las inmediaciones de la escuela de Rumi Huasi, continuando en forma saltuaria / hasta la mina Garibaldí. Esta mina ha sido explotada en forma intensiva hasta una profundidad de aproximadamen- te 45 m.

2) Rara Fortuna - Bella Tapada I

La mina Rara Fortuna corresponde a una veta de cuarzo / con un espesor variable entre 0,30 m. y 2,40 m., esti- mándose su ancho medio en 0,60 m. La corrida de la veta en superficie es de 500 m. aproximadamente con un rumbo de N 25/30° E y una inclinación al oeste de 65° a 70° / (ver plano 2). En la zona de oxidación superficial son frecuentes texturas de tipo "boxwork" con coberturas li- moníticas y la presencia de vanadatos y arseniatos su- pergénicos. Las estructuras de deformación posteriores a la mineralización son muy frecuentes observándose bre- chas con crustificaciones superpuestas y cocardas. La / alteración de las salbandas es reducida, lo que asocia- do al tipo litológico de las micas permite una buena / estabilidad de las labores. Estas últimas se encuentran actualmente inundadas hasta una profundidad de 7 a 15 m. de la superficie. Los minerales primarios solo han podi- do ser reconocidos en las escombreras y se componen de galena, blenda, pirita, arsenopirita, argentita, coveli- na, tetraedrita y rosicler. Un trabajo detallado de R. Sureda (1978) permitió reconocer hasta 24 especies pri- marias y 32 supergénicas.

La caja está formada por un gneis granodiorítico masivo con esquistosidad poco marcada de rumbo N 40° E e incli- nación subvertical. Son frecuentes las inclusiones men- blásticas de esquistos biotíticos inyectados que le con- fieren al gneis una textura macrooftálica. El diaclasa- miento es apretado siendo las direcciones principales / de rumbo: N 55° E; N 80° E; N 20° W y N 10° W. Existen planos de fracturación subhorizontales (ver gráfico 4).

3) Bella Tapada II

La mina Bella Tapada II corresponde a la estructura más oriental del grupo de la Rara Fortuna. Es al mismo tien- po la de menor extensión aunque según referencias pose- ería la mayor productividad. El rumbo de la veta es N / 30/35° E, con una inclinación media de 70° al W. El an- cho medio de la veta es de 0,30 m. y su corrida acrisos

tal alcanza una longitud de 400 m. La veta ha sido erosionada en su parte media por el arroyo Corral de Bustos separando a la mina en dos tramos. El sector sur es el de menor desarrollo y la inundación total de las labores no ha permitido efectuar observaciones. En el sector norte las labores se encuentran inundadas hasta 4 m. de la superficie. La caja está formada por un gneis granítico macizo con esquistosidad vertical poco marcada. Las salbandas son firmes si bien es frecuente observar junto a la veta una zona de brecha de hasta 0,50 m. de espesor con fuerte alteración argílica.

5. Tipo de Mineralización

La figura 5 muestra los minerales hipogénicos y supergénicos reconocidos por R. Sureda (1978) para las minas del distrito. Gran parte de esta lista fue identificada en las muestras de la mina Rara Fortuna. El cuarzo constituye la ganga principal y excluyente de la veta. Son frecuentes las geodas y drusas de cristales libres así como las masas brechadas blancuzcas, generalmente estériles. La galena aparece en granos gruesos a medianos (hasta 20 cm.), concentrada en los clavos mineralizados, con disseminación "en rosario". Generalmente es reemplazada por pirita, apareciendo como relicto dentro de los cubos xenoblásticos de esta última.

La blenda posee una distribución mayor que la de la galena aunque muestra una granulometría menor. Su color / predominante es pardo rojizo claro a casi negro. Por su / falta de inclusiones se la ubica en las primeras etapas de la deposición hidrotermal. La pirita se presenta en dos tipos. Uno blanco, euhedral y otro amarillo, idiomorfo, / con hábito cúbico característico. Esta última es la más abundante. Aparece frecuentemente acompañada por arsenopirita la cual presenta cristales idiomorfos generalmente incluidas en galena y blenda. Otros minerales hipogénicos importantes son las sulfosales de plata, pirargirita y proustita, y también calcopirita y greenockita. Los accesorios de estaño constituyen un porcentaje escaso. Entre los minerales supergénicos citados por Sureda (1978) en orden de / importancia encontramos: cerusita, anglesita, argentita // (el mineral de plata más importante), covellina y malaquita. En la zona de oxidación son frecuentes los rellenos de

Las vetas de plomo, plata y zinc del distrito minero "El Guaico" ...
R. Sureda; RAGA 33, 4; 1978

321

CUADRO VI
DIAGRAMA PARAGENETICO

ZONA	MINERAL	FASES HIPOGENICAS			FASE DE ALTERACION HIPOTERMAL	FASES SUPERGENICAS	
		I	II	III		OXIDACION	CEMENTACION
Zn Pb	BLENDAS GALENA	ARSP	—	—	—		—?
		PRT	—	—	—		
		MGNT	—	—	—		
		BLND	—	—	—		
		GALN	—	—	—		
		TTRD	—	—	—		
		FRBR	—	—	—		
		CLCP	—	—	—		
		ENRG	—	—	—		
		LNNT	—	—	—		
		SL-BR	—	—	—		
		JMSN	—	—	—		
		BRNN	—	—	—		
		PRST	—	—	—		
		PRRG	—	—	—		
Ag PROUSTITA PIRARGITA & STEPHANITA	HIPOGENICA	STPH	—	—	—		
		FRSL	—	—	—		
		ESTN	—	—	—		
		ESTD	—	—	—		
		KSTR	—	—	—		
		RJST	—	—	—		—?
		ORO	—	—	—		
		WRTE	—	—	—		
		GRNC	—	—	—		
		CURE	—	—	—		
		SRT	—	—	—		
		CALN	—	—	—		
		CLCF	—	—	—		
		YESO	—	—	—		
		CRST	—	—	—		
VANADINITA DESCLOIZITA	SUPERGENICA	ANGI	—	—	—		
		WLF	—	—	—		
		PRBR	—	—	—		
		VNIT	—	—	—		
		DSCL	—	—	—		
		BRCK	—	—	—		
		DFIT	—	—	—		
		KIUN	—	—	—		—?
		MLQT	—	—	—		
		AZRT	—	—	—		
		CRSC	—	—	—		
		IMTT	—	—	—		
		GHIT	—?	—	—		
		LNNT	—	—	—		
		PRLS	—	—	—		
PSLM	—	—	—				
CLCF	—	—	—				
WAD	—	—	—				
MRCS	—	—	—				
CVLL	—	—	—				
DCNT	—	—	—				
CICS	—	—	—				
ARGN	—	—	—				
PLAT	—	—	—				
ALLR	—	—	—				
CLCD	—	—	—				
OPAL	—	—	—				

CUADRO III: MICROPTECTONICA DE LA MINERALIZACION

SUCESION	TIEMPO →				
<p>Quarzo hipogénico, blenda, galena, pirita I y II, arsenopirita, sericita, greenockita, wurtzita, linneita, calcopirita, tetraedrita, enargita, sulfosales de Ag, Pb, Sb, y Sn</p>	1era ETAPA: Fracturación I, con brechamientos dominantes				
<p>Quarzo hipogénico, blenda, galena, pirita I y II, arsenopirita, calcopirita, tetraedrita, sulfosales de Pb, Sb, y Sn</p>					
<p>Quarzo hipogénico, blenda, galena, pirita I y II, calcopirita, tetraedrita, sulfosales de Ag, Pb, y Sb</p>					
<p>Cerussita, anglesita, pirromorfita, argentita, calcosina, covellina, minerales de vanadio, carbonatos de Cu, óxidos de manganeso, limonitas, ópalo.</p>					
		2da ETAPA: Fracturación II			
			3era ETAPA: Fracturación III, oxidación y cementación		

cf. R. Sureza; RAGA 33, 4, 1978



grietas por óxidos de manganeso.

Los vanadatos se presentan en la zona de cementación como relleno póstumo en agregados isótropos colloiformes. Las especies más comunes son vanadinita y descloizita.

Las cajas muestran alteración argílica y sericítica con abundantes depósitos silíceos en la forma de ópalo y calcedonia.

La secuencia paragenética y su vinculación con los procesos de fracturación aparecen en la figura 6. Se han podido comprobar no menos de tres pulsos mineralizantes // los cuales han ascendido por un sistema preferencial de // fracturas. Las vetas fueron reactivadas durante el ascenso de los fluidos hipogénicos generando estructuras de reemplazo y superpuestas.

C. RESERVAS

En base a consideraciones geológicas se estimaron 140.000 tn. de reservas prospectivas. Durante los trabajos de desarrollo exploratorio se pretende ubicar 131.040 tn. de reservas totales de las cuales 105.840 tn. corresponden a reservas positivas y 25.200 tn. a reservas probables.

En los niveles correspondientes al antiguo laboreo quedan aún sin extraer 6.000 tn. de mena consideradas como reservas positivo-probable.

Los datos históricos sobre la producción de este yacimiento son incompletos, por lo que se ha calculado la cantidad de mineral extraído en base a los mapas de laboreo existente, llegando a un valor de 7.500 tn. (ver lámina 4).

Podemos considerar como reservas potenciales el material de escombrera, estimado en 4.000 tn., con leyes medias de 3% de Pb, 200 gs./tn. de Ag y 2% de Zn.

Reservas

Categoría	Tonelaje
Positiva	4.000 ⁽⁺⁾
Probable	6.000
Total Industriales	10.000
Prospectivas	140.000
Ya explotadas	7.500

(+) Escombreras

De los antecedentes consultados se han establecido para el yacimiento de Rara Fortuna las siguientes leyes promedio: 8,5% de Pb, 2% de Zn y 800 grs./tn. para la Ag; pero se carece de la información en detalle de la técnica del muestreo y su ubicación. Dada la imposibilidad de acceder a las labores debido a su mal estado, el muestreo realizado por este Centro de Exploración en la evaluación se limitó a muestras puntuales sobre veta en superficie y de escombreras, que no son indicativas de los verdaderos valores del yacimiento pero que fueron tomadas para tener una referencia sobre las leyes del mismo.-

D. MINERIA.

Sobre parte de la corrida de la veta, que en ambos yacimientos totaliza 800 m., se efectuó el mayor laboreo, en mina "Rara Fortuna", particularmente en su sector sur, con mayor mineralización.

Se profundizó, con mecanización parcial, hasta esa profundidad y el laboreo desarrollado fue el siguiente (ver plano de labores):

Pique principal, de 2,50 x 3 m., desarrollado verticalmente hasta los 50 m. y en forma achiflonada hasta los 70 m., siguiendo el buzamiento de la veta, de 75° al NO.

A los 35 m. de profundidad, se desarrolló el Nivel 1, con galerías a ambos lados del pique, por un total de 200 m.

Un segundo nivel, se desarrolló a los 50 m. de profundidad o sea 15 m. más abajo que el anterior: este nivel 2 tiene 100 m. de galería sobre veta, también a ambos lados del pique.

Es probable la existencia de un Nivel 3, a los 70 m. de profundidad, con 20 m. de galería hacia el SSO del pique, que se mantuvo casi siempre tapado por el agua.

La información disponible, data de la época en que se desagotó la mina (1976), no habiéndose podido corroborar el laboreo existente, en la evaluación preliminar, por encontrarse toda la mina inundada. En el año 1978 se desagotó nuevamente / hasta el Nivel 2, mediante bombeo y extracción de casi 3.000 m³ de agua. De esta manera se pudo observar los trabajos subterráneos realizados y la continuidad de la veta mineralizada, en partes con potencias de hasta 1,10 m. El muestreo efectuado en las labores dió en promedio: 4,5% de Pb, 1% de Zn y 5 kg. de Ag por tonelada.

En el sector ubicado al SSO del pique, donde como se dijo, se ha realizado el mayor trabajo de explotación, se ubican varios piques achiflonados, que comunican con la superficie las labores de los dos primeros niveles, tal es el caso de los piques 1, 2, 3 y 4 o Pique Sur Final; este último acusando una diferencia de cota de 7,11 m. con el pique principal.

La mina fue explotada mediante realces, y en parte mediante rebajes del piso de los chiflones, sobre veta, dejándose grandes "caserones", en parte rellenados, lo que demuestra lo irracional de la explotación.

La extracción del mineral, a través del pique principal y por algunos chiflones, requirió la utilización de cabrestantes accionados por motores a combustión.

Buena ventilación de las labores y la necesidad de un desagote casi permanente, fueron características de los trabajos.

Los realces, rajos o cuarteles de explotación, fueron llevados con una longitud de 30 m. y un "ancho rajado" superior a 1,60 m., lo que ocasionó una alta dilución de la veta.

Se ha calculado que por encima del Nivel 1, en el sector más trabajado de "Rara Fortuna", la extracción de la veta mineralizada alcanzó el 50% del volumen total existente y entre el Nivel 2 y el Nivel 1, el 30% aproximadamente. En consecuencia el mineral que aún queda para extraer y que se toma como reserva "positiva-probable", es de 6.600 toneladas.

En el año 1960 fueron suspendidos los trabajos que se desarrollaban en la mina, desmantelándose las escasas instalaciones existentes y trasladándose del lugar, los equipos de motocompresores, guinches, motobombas y demás equipos portátiles utilizados.

En "Bella Tapada" es incipiente el laboreo que se puede apreciar, siendo escaso el mineral extraído, por lo que se consideran prácticamente intactas las reservas prospectivas estimadas.

Método de Explotación Propuesto

Potencia media de veta: 0,60 m.

Buzamiento: 75°

Estabilidad y perforabilidad de la roca de caja: buenas

Escala operativa de extracción diaria: 60 toneladas

Dado que la veta no presenta una neta separación de la roca de caja y en partes con pequeñas ramificaciones que permiten la intercalación de estéril, se propone su explotación por el método de "realce sobre saca", con un ancho mínimo a rajar de 0,30 m. (0,60 m. de veta y 0,30 m. de caja).

Se utilizan las galerías de exploración desarrolladas sobre veta, con cuarteles de una longitud de 50 m., delimitados por chimeneas que conectan los niveles separados 45 m.

El tonelaje diario a extraer por el ancho mínimo rajado (veta más caja) se ve de esta manera incrementado en un 50%, es decir la extracción diaria de mina se eleva a 120 toneladas, lo que eleva la dilución por explotación al 33,4%.

Este método, conocido también como "Shrinkage", deja todo el mineral en el "realce", extrayéndose solamente un mínimo porcentaje (debido al esponjamiento del material arrancado) de manera de mantener a medida que avanzan los frentes de explotación, el espacio necesario para montar los martillos de perforación.

El paleo sobre el piso del "realce" se efectúa a mano y hacia los buzones, distribuidos cada 7 m. a lo largo del cuartel, dejándose un puente superior sin explotar, de 2 m. / de espesor (que constituye el piso del nivel correspondiente) y un puente inferior de igual espesor (techo de la galería correspondiente que se trabaja por subniveles), al cual se le restan las chimeneas-buzones y una recuperación del 50% del puente mismo, para calcular en definitiva el mineral que no se extrae, pero que podría ser arrancado al finalizar la explotación, en caso de así justificarse.

Mineral contenido en el "realce":

$$50\text{m.} \times 45 \text{ m.} \times 0,60 \text{ m.} \times 3,15 \text{ tn./m}^3 = 4.252 \text{ tn.}$$

Mineral no extraído: puente superior

$$2 \text{ m.} \times 50 \text{ m.} \times 0,60 \times 3,15 = 189 \text{ tn.}$$

Puente inferior:

$$189 \text{ tn.} - 5 \times (2 \text{ m.} \times 2 \text{ m.} \times 0,60 \text{ m.} \times 3,15 \times 50) = 170 \text{ tn.}$$

Mineral a extraer por "realce":

$$4.252,50 - (189 + 170) = 3.893 \text{ tn.}$$

COSTOS

Preparación:

Chimeneas: cada 50 m. se desarrollará una chimenea entre niveles, de 45 m. de altura y de 0,90 x 1,20 m. de sección, con un costo total calculado en \$ 149,80/m.

Considerando que en la exploración, se han desarrollado chimeneas entre niveles, cada 100 m., este costo se reduce a la mitad, por lo que se tiene:

45 m. x A 149,80/m. x 50% x 1/3.893 tn. = 0,86 A/tn.

Buzones: 7 buzones x 2 m. x A 149,80/m. = A 2.097,20

Materiales (madera): 4 tablas x 0,30 x 3,60 x 3"

6 Tablas x 0,30 x 3,60 x 3"

2 postes x 0,25 x 3,50

10 tablas x 7 buzones x A 23,80/tabla = 1.666

2 postes x 7 buzones x A 14,00/poste = 196

A 1.862

Costo total: $\frac{2.097,20 + 1.862}{3.893 \text{ tn.}}$ = A 3.959,20/3.893 = A 1,02 tn.

Costo preparación: 1,88 A/tn.

Perforación: Se perfora el frente del "realce" mediante martillos "stoper" 24 taladros de 1,80 m. de longitud, distribuidos en veta y caja, a lo largo de un frente de 6,00 m. (espaciamiento a lo largo del frente 0,50 m. en 2 filas) x 0,90 m.. De esta manera el tonelaje de mineral arrancado por pega, en un / turno de trabajo, y para un avance efectivo por cada taladro / de 1,60 m., resulta ser: $6 \times 0,60 \times 1,60 \times 3,15 = \underline{18,14 \text{ tn.}}$
 La perforación específica es: $24 \times 1,60 = 43,20 \text{ m.}; 7,50 \text{ m.} //$
 perf./m³ mineral arrancado.

El rendimiento de la perf. es: $43,20 / 18,14 = \underline{2,38 \text{ m.perf./tn.}}$
mineral arrancado.

Acero: $\frac{43,20 \text{ m.} \times A 339,80/\text{barreno}}{300 \text{ m./barreno}} \times 1/18,14 \text{ tn.} = 2,70 \text{ A/tn.}$

Voladura: Se utiliza explosivo encartuchado de 110 grs. de peso por cartucho, cargándose 6 cartuchos por taladro de 1,80 m.
 Consumo específico: $6 \times 0,110 \times 24/18,14 = 0,873 \text{ grs/tn mineral arrancado.}$

Costo: $0,873 \times A 1,37/\text{Kg.} = A 1,20/\text{tn. mineral arrancado.}$

Fulminantes: 24 fulminantes eléctricos x A 1,16 c/u x 1/18,14 = A 1,53/tn.

Mano de obra: $\frac{\text{Tn. contenidas en el realce}}{\text{Tn. extraídas por turno}} = \text{Nº de turnos p/explotar realce.}$

$\frac{3.893 \text{ tn. de mineral por "realce"}}{18,14 \text{ tn. mineral extraídas/turno}} = 215 \text{ turnos}$

Cada turno con el siguiente ciclo de trabajo:

a.- Preparación maquinaria y herramienta: $\frac{1}{2}$ hora

b.- Perforación del frente del realce (caja y veta): 5 horas



- c.- Carga de los taladros, voladura y ventilación: 1½ hora
- d.- Paleo del material en exceso hacia los buzones: 1 hora

Con el siguiente personal:

1 Perforista (cat. A) x 215 turnos x \$ 11/turno =	\$ 2.365,00
1 Ayudante (Cat. B) x 215 turnos x \$ 10,30/turno=	\$ 2.214,50
2 Paleros (cat. C) x 215 turnos x \$ 9,72/turno =	\$ 2.009,30
	<hr/>
	\$ 6.669,30

$$\frac{\$ 6.669,30}{3.893 \text{ tn}} = 1,71 \text{ \$/tn.}$$

Los jornales llevan incluido un 80% más en concepto de cargas sociales.

Transporte horizontal: Comprende el transporte de vagonetas, del mineral arrancado, cargando en los buzones-tolva hasta el pique principal de extracción, que estará a cargo de 2 vagoneteros (cat. c).

$$\text{Costo: } \frac{2 \text{ vagoneteros} \times 215 \text{ turnos} \times \$ 9,72/\text{turno}}{3.893 \text{ tn.}} = \$ 1,07/\text{tn.}$$

Extracción del mineral: Se utiliza una instalación de extracción constituida por un castillete de estructura metálica, de 15 m. de altura y de 0,400 m³ de capacidad de extracción o // carga (1.200 Kgs. aproximadamente) por cordada. Para una extracción diaria de 120 tn. (mineral más estéril) equivalente a 80 tn. de mineral de veta, se tiene:

$$120 \text{ tn}/8 \text{ horas} = 15 \text{ tn./hora} = 4,76 \text{ m}^3/\text{hora.}$$

Si la duración de cada cordada es de 7 minutos, en la hora tendremos aproximadamente 9 cordadas.

Si se dispone 1½ turno (12 horas) para la extracción de la producción diaria, tendremos: $\frac{120 \text{ tn.}}{12 \text{ horas}} = 10 \text{ tn./hora}$

$$\frac{10 \text{ tn./hora}}{9 \text{ cordadas}} = 1,11 \text{ tn/cordada, lo que se encuentra dentro de la}$$

capacidad de la instalación.
La maquinaria de extracción está constituida por un guinche eléctrico de 4.800 a 5.000 Kgs. de capacidad.

Costo: 1 guincho (cat.A) x \$ 11/turno x 3 turnos=	\$ 33,00
1 ayudante (cat.B) x \$ 10,30/turno x 3 turnos=	\$ 30,90
1 peón enganchador (cat.C) x \$ 9,72/tur. x 3 tur.=	\$ 29,16
	<hr/>
	\$ 93,06

$$\text{Costo x tn. mineral diario extraído: } 93,06/80 = \$ 1,16/\text{tn.}$$

Energía y Aire comprimido: Se considera que inicialmente se / proveerá de la energía eléctrica necesaria, mediante motogrupos electrógenos portátiles, sobre ruedas; con la facilidad / de su traslado conforme a los requerimientos. Posteriormente se gestionará la conexión con la red de alta tensión y/o línea industrial que pasa a solo 7 Kms. de la mina (línea La // Higuera-Ciénaga del Coro de EPEC).

1 grupo electrógeno de 50 KVA consume aproximadamente 7,5 litros de combustible (gas-oil) por hora de marcha.

Costo: 7,5 x 8 horas x A 0,21/litro = A 12,60

$$\frac{A 12,60}{18,14 \text{ tn./turno}} = A 0,69/\text{tn.}$$

Para el aire comprimido para el accionamiento de los martillos perforadores, se utilizarán equipos motocompresores portátiles de 100 HP (que suministran $9\frac{1}{2}$ m³/minuto), que consumen 12 litros de combustible/hora.

Costo: 12 x 5 horas x 0,21 A/lt. gas-oil = 12,60 A
 12,60 A/18,14 tn/turno = A 0,69/tn.

Total: Energía	0,69 A/tn.	
Aire comprimido	0,69 A/tn.	
Lubricantes 30%	0,41 A/tn.	del combustible
Mantenimiento	<u>1,10 A/tn.</u>	ambos equipos
	3,58 A/tn.	mineral

Personal complementario afectado a producción:

Capataz de turno	3	Cat. oficial
Lampareros-polvorineros	3	Cat. $\frac{1}{2}$ oficial
Compresorista	3	Cat. $\frac{1}{2}$ oficial
Afilador herrero	1	Cat. oficial
Mecánico	1	Cat. oficial
Tornero soldador	1	Cat. oficial
Electricista	1	Cat. oficial
Auxiliares en general	3	Cat. $\frac{1}{2}$ oficial
Chofer	<u>2</u>	Cat. oficial
Total operarios	18	

Erogación mensual (en base a remuneraciones vigentes conforme a las categorías correspondientes) A 320,86/mes (incluido 30% más en concepto de cargos sociales) para cat. oficial y A 291,60/mes (también incluido cargas sociales) para cat. $\frac{1}{2}$ oficial. El total es de A 5.584,14/mes. Para una producción mensual de 30 x 25= 2.000 tn. de mineral.



El costo correspondiente es: $5.584,14/2.000 = \text{A } 2,79/\text{tn.}$

<u>Dirección Técnico-administrativa</u>		<u>Cargas Sociales</u>	<u>Total</u>
1 Gerente	A900/mes	80% A720	A 1.620
1 Jefe de Mina	A780/mes	80% A624	A 1.404
1 Geólogo	A700/mes	80% A560	A 1.260
1 Técnico Minero	A350/mes	80% A280	A 630
1 Técnico Químico-Industrial	A350/mes	80% A280	A 630
3 Empleados Administración	A250/mes C/u	80% A200c/u	A 1.350
1 Enfermero	A250/mes	80% A200	A 450
<u>9</u>			<u>A 7.200</u>

El costo por tn. es: $\frac{7.200}{2.000} = 3,6 \text{ A/tn. de mineral}$

Enmaderación en "realce" (levantar encastillado buzones)

Este trabajo se atenderá con un enmaderador y un ayudante, en un turno para excavación de tocochos, colocación de puntales y travesaños, encofrado de madera y calce y acuñamiento con / estéril.

El costo global de la madera se ha calculado en: A 2.862

Mano de obra:

1 enmaderador (cat.A) A 11/turno x 215 turnos = A 2.365

1 ayudante (cat.B) A 10,30/turno x 215 turnos = A 2.214,50

A 4.579,50

Total: A 7.441,50 y por tn.: $7.441,50/3.893 \text{ tn.} = 1,91 \text{ A/tn. mine}$
ral.-

Gastos Generales: Se refieren a los items no considerados en / la operación directa de la explotación y que significan gastos en seguridad, confort, etc., tendientes a mejorar el rendimiento en general: representan A 3,50/tn.

Gastos varios no discriminados y/o imprevistos: Representan un 20% del total de gastos indicados con anterioridad, es decir: 20% de A 26,63 = A 5,33/tn.

<u>Costos Totales Explotación Mina</u>	<u>A/tn.</u>
Preparación en mina	1,88
Perforación: acero	2,70
Voladura: explosivos	1,20
fulminantes	1,53
Mano de obra	1,71

Transporte horizontal	1,07
Extracción	1,16
Energía y aire comprimido	3,58
Personal complementario	2,79
Dirección técnico-administrativo	3,60
Enmaderación en "realce"	1,91
Gastos generales	3,50
Gastos varios no discriminados	5,33
Total:	31,96

Consideraciones referentes a la producción diaria en mina

Siendo el tonelaje extraído por "realce", en cada turno, de / 18,14 tn. con un rendimiento (del personal en el realce) de: $18,14/4 = 4,53$ tn./hombre-turno.

Se necesitarán mantener en explotación diaria:

$80/18,14 \times 3 = 1\frac{1}{2}$ realces, tomamos 2 realces en explotación / permanente en 3 turnos diarios o 3 "realces" trabajando en 2 turnos y el tercer turno para tareas de enmaderación y acondicionamiento (levantar encastillado de madera de buzones-chimeneas, instalación cañerías para aire y agua de perforación, etc.).-

Por otra parte, se ha calculado que para mantener una producción diaria de 80 tn. de mineral de veta, por cada m. de avance en "realces" de 45 m. de altura entre niveles y 0,60 m. de potencia de veta, deben desarrollarse 3,20 m. de galería y // 2,90 m. de chimeneas: es decir mensualmente el desarrollo se eleva a 80 m. de galería y 72,50 m. de chimeneas (con 25 días de trabajo por mes).

Como se dijo, se utilizan las galerías de exploración, ya desarrolladas durante la etapa de exploración (prefactibilidad), así como las chimeneas cada 100 m. El costo de dichas labores se considera como preinversión, por lo que no se toma en el / costo total operativo de la explotación de la mina; con excepción de los gastos inherentes a las chimeneas intermedias (cada 50 m. para delimitar los "cuarteles" de trabajo.

La producción diaria de estas labores de desarrollo, hasta el Nivel 5 preparado, será:

por avance de galerías: $3,20 \times 0,60 \times 1,80 \times 3,15 = 11$ tn.
 por avance de chimeneas: $2,90 \times 0,60 \times 1,20 \times 3,15 = 6\frac{1}{2}$ tn.
17 $\frac{1}{2}$ tn.

De esta manera la producción total diaria:

"realces" más lab. de desarrollo: $80 + 17\frac{1}{2} = 97\frac{1}{2}$ tn. mineral.



≈ 100 tn./día, durante los períodos en que se realice, simultáneamente con la explotación, el desarrollo necesario de galerías y chimeneas al que nos hemos referido.-

REQUERIMIENTOS DE EQUIPOS, MAQUINARIAS, INSTALACIONES, INFRAEST., INSUMOS Y MANO DE OBRA



TIPO Y DESCRIPCION PARA EXPLOTACION -	Cantidad	Capacidad Teórica Unitaria	Precio Unit. en el depo. sito.	Vida Util	Origen	Observac.
Equipo moto-compresor de 100HP (Atlas).	3	9,5 m ³ /min.	35.247	6 años	Importado	11.200
Martillo Stoper BB-D46 (Atlas Copco).	6	-	7.294	20000hs.	"	4326
Martillo R11-656 de 23 Kgs. (Atlas).	4	-	3.646	"	"	1.200
Afiladora p/barrenos Beaver LSD 61 (Atlas).	3	-	1.411.-	"	"	
Martillos picadores R-23 (Atlas).	3	-	1.313.-	"	"	2000
Vagonetas para mina.	12	0,8 m ³	876.-	10 años	Nacional.	4.500
Castillete estructura metálica 15 mts. altura.	1	-	7.879	20 "	"	7.500
Skip de chapa de acero descarga automática.	1	0,4 m ³	2.189	5 "	"	1.200
Guinche eléctrico con tablero de mando.	1	5.000kg	15.760	8 "	"	1.200
Tolva de chapa de hierro.	1	15 m ³	7.442	8 "	"	
Camión Mercedes Benz 11/14.	2	8 m ³	37.707	8 "	"	p/transporte a planta.
Pulmón de acero para aire perforación.	1	5 m ³	4.377	20 "	"	2.000
Columnas neumáticas de empuje.	4	-	1.094	20000hs.	Importado	1.200
Equipo moto-generador Diesel.	2	50 KV	16.480	6 años	Nacional	3-000
Lubricadores automáticos p/línea aire.	10	-	121.-	20000hs.	"	1.200
Tanque de acero p/agua a presión de perforación.	4	50 lts.	328	6 años	Importado	1.200
"Santiago" para curvar rieles.	1	-	157	10 "	Nacional	1.200
Terraja para caños de 3/4" - 4"	1	-	346	3 "	"	1.200
Lámparas mineras eléctricas/a batería alcalina.	60	-	298	3 "	"	1.200
Cargador de lámparas eléctricas.	1	-	1.366	3 "	"	1.200
Explosores.	2	-	560	5 "	"	1.200
Medidores de resistencia (ohmímetro).	2	-	228	5 "	"	1.200
Rollo x 30m. long. manguera para alta presión. ϕ 3/4"	12	-	158	1 año	"	1.200
Rollo x 30m. manguera de goma p/agua a pres. ϕ 1/2"	12	-	105	1 año	"	1.200
Cañería de ϕ 4" con accesorios.	150m	-	31	10 años	"	1.200
Cañería de ϕ 3" con accesorios.	150m	-	22	10 "	"	3.000
Cañería de ϕ 2" con accesorios.	500m	-	12	10 "	"	

REQUERIMIENTOS DE EQUIPOS, MAQUINARIAS, INSTALACIONES, INFRAEST., INSUMOS Y MANO DE OBRA



TIPO Y DESCRIPCION	Cantidad	Capacidad Teórica Unitaria	Precio Unit. en el depó. sito.	Vida Útil	Origen	Observac.
/// Para Explotación.						
Cañería de ϕ 1" con accesorios	600m.	-	3,50	5 años	Nacional	Insumo 2100
Bomba Worthington	3	15 HP.	2451,-	5 "	Importado	
Bomba sumergible para pique	1	-	3.064	5 "	"	
Vías Decaville armadas	600m.	-	26	20 "	Nacional	
Tinglado para compresores	1	20 m ²	2.966	10 "	"	
Tinglado taller de afilado y herrería	1	25 m ²	3.708	10 "	"	
Local para oficina y administración	1	35 m ²	8.580	10 "	"	
Tinglado para depósito de materiales	1	50 m ²	7.416	10 "	"	
Soldadoras eléctricas	2	-				
Soldadora autógena	1	-				
Fragua	1	-	13.132	3 "	"	
Bancos taller	6	-				
Herramientas varias taller (lote)	1	-				
Herramientas menores de mano (lote)	1	-	2.627	2 "	"	
Transformador de 3.000 a 660 Volts.	1	-				Condicionado a conexión de E.P.E.C.
Transformador de 660 a 380 Volts.	1	-				
Cable para línea de transmisión eléctrica	3.500m	-				
Barrenos 7/8" exagonales con widia (0,6-1,2-1,8 mts)	1.050					
Gelamón V.F. 80% en cartucho	113.596 kgs.		1,41			"
Detonador eléctrico con retardo	174.882		1,19			"
Gas-oil para compresor y generador	189.300 lts.		0,22			"
Aceites y grasas varias -lubricantes-	global		10.236			"
Maderas para mina (tablas y postes varias medidas).	global		99.332			"
Capataz de turno	3					Categ. oficial
Lamparero - Polvorinero	3					" V2 oficial
Compresorista - Usinista	3					" "
Afilador - Herrero	1					" oficial

E. PROCESAMIENTO

El centro del distrito, donde se ubica el yacimiento, es el denominado Puesto El Guaico, en el que se aprecian las ruinas del establecimiento de fundición "Dos Pozos", en la // margen derecha del arroyo del mismo nombre; existiendo asimis // mo, cerca de la localidad de La Higuera, las ruinas de otra // fundición, Santa Bárbara, sobre el río Richanas. A estos luga // res se transportaba el mineral extraído de los yacimientos, // durante el siglo pasado, para la obtención de la Agnética, // desechándose el Pb, Zn y V.

La información disponible no hace mención de los métodos de fusión ni descripción de los procesos pirometalúrgicos utilizados; no habiendo sido posible restaurar las etapas de los mismos por el gran deterioro sufrido por las instalaciones utilizadas.

Se ha podido deducir, únicamente, que se trabajó con menas sin beneficio previo, por lo que el rendimiento metalúrgico de la fundición, fué sensiblemente bajo.

Por tratarse de un mineral en parte oxidado (de la // zona superior del yacimiento), conteniendo derivados de la // oxidación del Pb primario y mena primaria, constituida por // Galena, Blenda, Argentita, Pirita, Arsenopirita y Selenocri // ta, fué ensayada, oportunamente, para definir su comporta // miento mineralúrgico. Los resultados de estos trabajos se pue // den consultar en la publicación del Dr. Nestor Hillar y Asoc // iados -"Planta de Beneficio de Minerales en cuatro distritos // mineros-Provincia de Córdoba"- Consejo Federal de Inversiones- // Año 1976.

Dicho informe puntualiza que la Galena, frecuentemen // te asociada con cuarzo, contiene disseminaciones de Argentita, Tetraedrita y sulfocales de Pb; que la Blenda también presen // ta inclusiones de Arsenopirita, en forma de granos de desmez // cía. Que el alto contenido de Ag, se debe a la presencia de // Argentita y a las sulfocales de Pb (no identificadas), las // que suelen contener pequeñas cantidades del metal noble.

La ley de la mena (cabeza o alimentación de planta), para el caso de los yacimientos que estamos considerando es de:

8,5% de Pb, 2% de Zn y 0,800 Kgs./Tn. de Ag, en el caso de material de veta, sin dilución alguna. Como ya lo expresamos, el "ancho mínimo a rajarse" por el método de explotación elegido (0,90 m.) introduce una dilución del 33,4% (factor de dilución: 0,666), aumentando el tonelaje a extraer en un 50%.

Los ensayos de trituration, molienda, clasificación por tamaños y concentración de la mena, referidos, aconsejan la utilización de una planta de beneficio por el método de // flotación selectiva del Pb y Zn. Asimismo es aconsejable el / agregado de un circuito de concentración gravitacional, para la recuperación de la parte oxidada de la mena (minerales de Pb) antes de la flotación, mediante jigs y en las colas de la misma, mediante mesas.

El flow-sheet de una planta de estas características, contempla los siguientes aspectos técnicos:

- a) Molienda en 2 etapas, para evitar al máximo la formación de partículas finas (menores a 74 micrones), dada esta tendencia de los minerales oxidados.
- b) Mejor recuperación de finos y lamas que escapan en las colas de la flotación, mediante mesas sacudidoras.
- c) Recuperación de los granos gruesos de la Galena, inmediatamente después de ser liberados por la molienda, mediante / un jig duplex tipo Denver, a la salida del molino de bolas.
- d) PH 8,5 en la flotación, por ser óptimo para la recuperación, mediante el empleo de Etil-Xantato de Na y Aeropromotor 404, como colectores y Sulfato de Zn, con Silicato de Na, como depresores; todos estos reactivos agregados en soluciones / al 10%.

Finalmente lechada de cal, para regular el PH y aceite de pino, como espumante.

En conclusión: la planta está conformada por los circuitos de flotación selectiva, para el Pb y para el Zn; de // concentración gravitacional, para los minerales oxidados de / Pb, antes de la flotación (mediante jigs) y después de la misma (mediante mesas).

Previamente la mena circula a través de los circuitos de trituration primaria, trituration secundaria, tanizado y molienda, de ser posible en 2 etapas, intercalando un hidró clasificador.

Debe preverse un sector para el almacenaje del mineral, con equipo de muestreo automático, así como tanques espesadores para lamas, filtros y hornos para secar los concentrados.

Finalmente se debe prever las operaciones complementarias y/o auxiliares necesarias para este procesamiento: // transporte del mineral de mina a planta, suministro de agua / mediante bombas, para la concentración, mantenimiento de los equipos e instalaciones de la planta y laboratorios analíticos, para el control de la calidad del proceso.

Descripción Flow-Sheet Planta de Beneficio para Mena de Pb,
Ag y Zn

- 1-2 La mena se almacena en una tolva de 50 tn. de capacidad, con parrilla fija de rieles, de 0,35 m. de abertura (elimina los sobretamaños que exceden el set de la chancadora).
- 3 Alimentador de mineral, de 0,40 x 1,50 m., que alimenta de material a la chancadora.
- 4 Trituradora a mandíbula, con set de 0,25 x 0,40 m.
- 5 Cinta transportadora de 0,40 x 7,00 m., conduce el mineral triturado hasta una zaranda.
- 6 Zaranda vibrátil de simple piso, de 0,60 x 1,50 m., el sobretamaño es recibido por un molino rotativo.
- 7 Molino cónico tipo Simons de 0,60 m. de diámetro, que efectúa la trituración secundaria.
- 8 Cinta transportadora de 0,40 x 15,00 m., que lleva el mineral a un silo de almacenaje.
- 9 Muestreador automático a cuchilla, extrae la muestra para su envío a laboratorio para el control permanente de la ley de cabeza.
- 10 Silo para mineral triturado fino de 50 tn. de capacidad.
- 11 Alimentador a cinta de 0,50 x 2,10 m., conduce el mineral hasta el molino.
- 12 Molino de bolas (con cuchara de alimentación) de 1,50 x 1,50 m., de 4 tn./hora de capacidad de molienda, provisto en su descarga de zaranda con helicoides para clasificación del mineral molido.

- 13 Jig Mineral Duplex tipo Denver, de 0,60 x 0,90 m. que produce un concentrado por recuperación del sobretamaño de la zaranda del molino (mineral grueso de Pb y Ag liberado en la molienda).
- 14 Hidroclasificador a espiral, tipo Atkins, de 0,76 x 4,7 m. que recibe el subtamaño de la zaranda de salida del molino y la cola del jig duplex; la arena gruesa retorna al molino.
- 15 Tanque acondicionador de 1,50 m. de altura x 1,50 m. de diámetro, recibe el rebalse del hidroclasificador, es / decir la fracción fina de la pulpa, a la que se le agregan los reactivos para la flotación.
- 16 Alimentadores de reactivos, de tipo copa sobre discos, de 0,30 m. de diámetro, producen la dosificación necesaria para la flotación de los sulfuros de Pb y Ag.
- 17 Celdas de flotación (4), de tipo sub-aereación de 0,50 x 0,50 x 1,10 m., efectuándose el desbaste de los sulfuros.
- 18 Celdas de flotación (4) similares a las anteriores, donde se efectúa la limpieza de los concentrados provenientes de la batería anterior de celdas.
- 19 Tanque acondicionador con agitación mecánica de 1,50 m. de altura x 1,50 m. de diámetro, que recibe las colas / de la flotación (de la primer batería de celdas) a las que le agregan los reactivos para la flotación del Zn.
- 20 Alimentadores de reactivos (5) para lograr la flotación de la Blenda, agregados al tanque acondicionador.
- 21 Celdas de flotación (6) de tipo sub-aereación de 0,60 x 0,60 x 0,90 m., donde se efectúa el desbaste de los sulfuros de Zinc flotados.
- 22 Celdas de flotación (4) similares a las anteriores, donde se efectúa la operación de limpieza de los concentrados provenientes de la batería anterior de celdas.
- 23 Alimentador hidráulico de cajas que recibe las colas de la flotación de Pb y Ag, para alimentar a tres mesas de concentración gravitacional (alternativa para aquellas menas conteniendo minerales oxidados de Pb y escasos minerales de Zn).
- 24-25 Mesas sacudidoras areneras, tipo Wilfley de 1,80 x 5,70 m.

- 26 Mesa para lamas, tipo diagonal, de 1,80 x 5,70 m.
- 27-30 Tanques de sedimentación de 4,50 m. de altura x 3 m. de diámetro, para concentrados de Pb-Ag y concentrados de Zn, donde es eliminada al máximo el agua contenida en / los mismos.
- 28-31 Bombas a diafragma, de 4" de diámetro, succionan los barro y arenas de los tanques espesadores hacia los filtros.
- 29-32 Filtros al vacío, rotativos de discos (con sus respectivas unidades de vacío, cierres barométricos, trampas de agua, sopladores, motores, etc.).

Finalmente los concentrados se almacenan, con cierto secado previo (dejándose un mínimo porcentaje de humedad), para evitar pérdidas por escapes de polvos.

Se está considerando una planta de una capacidad de 100 tn. por día, tanto para la descripción y dimensionamiento de las instalaciones, como para los costos correspondientes, valores que pueden ser tomados como referencia, para calcular los costos de plantas similares, de capacidad ligeramente mayor (120 tn./día). Tal sería el caso de beneficiar mayor tonelaje, como consecuencia de la necesidad de arrancar el estéril que asegura el ancho mínimo, establecido en la explotación, / como ya se indicó.

La capacidad de la trituración exige, para un tratamiento diario como el indicado, que se trabaje en dos turnos de 8 horas cada uno, con lo que se proveerá el mineral triturado suficiente para la marcha de la instalación.

Característica de los productos terminados

Conforme a la experiencia recogida en el tratamiento de menas muy similares a la de Rara Fortuna-Bella Lapada, con una instalación de beneficio como la descrita y ajustando la eficiencia de sus circuitos, al máximo posible, es factible / la obtención de concentrados de Pb, Ag y Zn con las siguientes leyes: 59,42% de Pb, 10,775 Kgs./tn. de Ag y 53,20% de Zn. Las recuperaciones correspondientes resultan ser del 92,6% para el Pb, 87,4% para la Ag y 53,8% para el Zn.

En consecuencia, para un tratamiento diario de 100 tn., se obtendrían:



13,246 tn. de concentrados de Pb (del 59,42%)
6,501 tn. de concentrados de Ag (del 10,775 ggs./tn.)
3,150 tn. de concentrados de Zn (del 53,20%)

Localización de la planta

El lugar más adecuado, por poseer agua permanente y abundante y su cercanía al yacimiento (16 Kms.), es a orillas del Río Pichanas, vecino a la localidad de La Higuera. Desde este punto, a 22 kms. se encuentra la estación del Ferrocarril más próxima, de Villa de Soto y a 100 kms. el aeropuerto de la ciudad de Villa Dolores, ambas localidades conectadas por la Ruta Provincial N° 15.-



Transporte a Planta:

Se ha calculado en 0,51 \$ por tonelada (incluyendo la carga mediante pala mecánica).

<u>Personal de Planta</u>	<u>Turno</u>	<u>En las 24 Horas</u>	<u>Categoría</u>
Personal p/atención concentración	1	3	1/2 Oficial
Operarios p/atención trituración	1	2	1/2 Oficial
Operarios p/atención molienda	1	3	1/2 Oficial
Ayudante en gral. p/tareas varias	1	3	1/2 Oficial
		11	

Erogación mensual (incluido 30% cargas sociales):

11 x \$ 291,60 (sueldo mensual de categoría 1/2 oficial) = \$ 3.207,60

Costo x tn.: 3.207,60/100 x 25 = \$ 1,28/tn.

Costos indirectos

Se calculan en forma global y se refieren al mantenimiento general de los equipos e instalaciones de la planta de concentración, lubricación de partes mecánicas, repuestos, etc. y representan un 30% del costo de tratamiento, es decir:

13,20 \$ x 0,3 = \$ 3,96

Costo de tratamiento

Calculado en base a costos de plantas similares de flotación, para una escala operativa de 100-120 tn./día, resulta ser de: \$ 13,20/tn. de nena tratada.

Costos de Inversión para una Planta de 100 Tn./Día

Nos referimos a una planta de concentración por flotación y con circuitos gravimétricos parciales, tal como se ha descrito en el flow-sheet correspondiente, para una capacidad de 100 tn./día, resultando los costos siguientes:

	<u>\$</u>	<u>Observaciones</u>
1) Equipo mecánico	322.740	Precios en el país
2) Transporte hasta la mina	9.682	El 3% del valor anterior.
3) Equipo eléctrico	30.665	El 25% del equipo mecánico
4) Instalación del equipo	41.311	El 10% de la suma de los rubros 1 a 3
5) Obra civil (600 m2 aproximado)	45.442	El 10% de la suma de los rubros 1 a 4

	<u>A</u>	<u>Observaciones</u>
6) Cañerías, conductos, etc.	16.137	El 5% del equipo mecánico
7) Grupo generador diesel	128.770	Precios en el país
8) Imprevistos	32.238	2 equipos de 300 HP
Costo total de inversión	<u>677.005</u>	Se toma el 5% del total

Capital de Operaciones

Representa el monto mínimo necesario, con que se debe contar, para solventar los gastos de operación de mina y planta, desde el momento en que se inicia la explotación del yacimiento, hasta que el mineral extraído y beneficiado, es vendido en el mercado.

Se ha tomado el costo operativo de mina más el de planta, por un período de dos (2) meses, a razón de una producción mensual de 2.500 tn. de mineral. En consecuencia se tiene:

Costo operativo mina	A 31,96/tn.
Costo operativo de planta	A 18,95/tn.
	<u>A 50,91/tn.</u>

Capital de operaciones: $2.500 \times 2 \times 50,91 = A 254.550$

F. COMERCIALIZACION

Nos referiremos brevemente a la comercialización, dentro del país, de las menas metalíferas, para lo que se ha seguido un sistema dentro del cual las cotizaciones revisten fundamental importancia. No obstante también deben considerarse otros factores, que influyen en la colocación de los productos, tales como: lugar y condiciones de entrega, forma de entrega, gastos de carga, descarga, pesaje, análisis de control de calidad, seguros, etc., que significan erogaciones que deben ser estipuladas por cuenta de quien corren, en los contratos de compra respectivos.

La expresión de los precios que deben ser abonados por las menas, por lo general obedecen a diferentes sistemas, que para el caso de los minerales de Pb, Ag y Zn es el de // fórmulas. En este caso, el valor de la mena se expresa en función de:

- a) La ley del metal útil del mineral
- b) Cotización de ese metal
- c) Gastos de tratamiento para extraerlo y dejarlo en condiciones de ser vendido al mercado consumidor.

El Banco Nacional de Desarrollo ha establecido normas y bases de cotizaciones, para la comercialización de minerales de cobre, plata, plomo, molibdeno y tungsteno. Para la fluorita y zinc, se aplican las normas usuales del mercado internacional.

Para el caso particular que estamos considerando, / se trata de la comercialización de "concentrados" de Pb (conteniendo Galena principalmente y algo de mena oxidada, como / Cerusita) y Ag (conteniendo Argentita y sulfosales de Ag) y / "concentrados" de Zn (conteniendo principalmente Blenda).

Los contenidos de estos concentrados, como ya se indicó son los siguientes:

<u>Concentrados de Pb y de Ag</u>	<u>Concentrados de Zn</u>
59,42% de Pb	53,20% de Zn
10,775 kgs./tn. de Ag	

Lugar y condiciones de entrega: en planta sobre camión

Forma de entrega: concentrados secos en bolsas

Gastos de pesada y análisis: por cuenta del vendedor

Fletes y seguros hasta fundición: por cuenta del comprador
 Cotización por Kg. de metal contenido, al 30/01/66:

Plomo	▲	0,196
Plata	▲	120,547
Zinc	▲	0,409 (tomando comercialización de concentrados de Pb, Ag y Zn de Mina Aguilar).

Estos precios no llevan el Impuesto al Valor Agregado (IVA), por haberse acogido la empresa a los beneficios de exención establecidos por la ley correspondiente.

Con estos valores, obtenemos el valor en australes de los concentrados:

Concentrados de Pb =	594,20 x 0,196 =	▲ 116,46
Concentrados de Ag =	10,775 x 120,547 =	▲ 1.298,89
Concentrados de Zn =	532 x 0,409 =	▲ 217,59

Valores referidos a la tn. de concentrados.

Valor de la producción comercializable (Ingresos brutos)

Como ya se expresó, el beneficio de 100 tn. diarias de mena, con una recuperación del 92,6% para el Pb y el 87,4% para la Ag, significará la obtención de 19,747 tn. de concentrados de Pb-Ag a ▲ 505,73/tn.; por otra parte, con una recuperación del 83,8% para el Zn, la obtención de 3,150 tn. de concentrados de este metal.

En consecuencia, el valor diario de esta producción será: 19,747 x ▲ 505,73/tn. + 3,150 x ▲ 217,59/tn. = ▲ 10.672,06
 Mensualmente el valor asciende a: ▲ 10.672,06 x 25 días = ▲ 266.801,50.

La extracción anual de 30.000 tn. de mena, con un valor de ▲ 266.801,50 x 12 = ▲ 3.201,618 (valor deducido del importe de los correspondientes concentrados de Pb-Ag y Zn producidos), permitirá explotar las reservas industriales (positivo-probables), a cubicar en la exploración del yacimiento, en:

$$\frac{131.040 \text{ tn. a cubicar}}{30.000 \text{ tn. a explotar/año}} = 4,4 \text{ años}$$

Finalmente, el valor de dichas reservas industriales, en base al valor de la tn. de mena: $\frac{3.201,618}{30.000} = \text{▲ } 106,72$, asciende a la suma de:

$$131.040 \text{ tn.} \times 106,72 = \text{▲ } 13.984,588,00$$



Producción de Mina Rara Fortuna-Bella Tapada

Mes 1° a mes 3° : 20 tn./día
Mes 4° a mes 6° : 40 tn./día
Mes 7° a mes 9° : 60 tn./día
Mes 10° a mes 12° : 100 tn./día
Año 2° y años subsiguientes: 100 tn./día.-

G. INFRAESTRUCTURA BASICA

Caminos de acceso: Deberán ser mejorados en lo referente al acceso a los yacimientos, ya que actualmente el estado de los mismos es de regular a malo. Si bien esta tarea podría ser // realizada, a título de colaboración, por la Dirección Provincial de Vialidad, se considera un gasto mínimo para habilitación, como sigue:

Repaso y mejora a 16 kms. aproximadamente de mina a planta:	16 x A 800/km. = A 12.800
Desmontes varios, global:	A 1.600
Reparación de vados, global:	A 2,520
Construcción de terraplenes y canchas en planta, global:	A 1.800
Total:	<u>A 18.800</u>

Esta reparación deberá ser efectuada cada 6 meses / (con más frecuencia durante la época de lluvias), por lo que su costo lo referimos a la alimentación semestral a planta / de mineral, es decir: $\frac{18.800}{15.000} = A 1,25/tn.$

Captación de agua: En forma global, se ha calculado que el / suministro de agua mediante una instalación industrial adecuada (bombas centrífugas, cañería, depósito de almacenamiento, grifos, etc.) tanto para la planta de beneficio (del río Pi-chanas), como para la mina (del arroyo Rumi-Huasi) demandará una inversión de A 10.280 (A 7.910 para planta y 2.370 para mina), cuyo costo de amortización más intereses, referido a la tn. resulta ser de: A 0,47/tn.

Provisión de energía: Ha sido considerada con anterioridad, existiendo la posibilidad de su conexión con la red eléctrica de la Provincia, que administra EPES (Empresa Provincial de Energía Córdoba), para lo que se ha previsto el costo de transformadores, ante dicha eventualidad.

La potencia que demandará el accionamiento de los motores de la planta de beneficio, ha sido calculada en 270 HP (aproximadamente) por lo que será necesario proveer la instalación de grupos electrógenos de 300 HP hasta que se logre dicha conexión.



Viviendas: La cercanía a la planta de la localidad de La Higuera, permitirá que el personal de planta pueda albergarse y vivir en dicha localidad. Para el personal de la mina, será necesario la construcción de un campamento, con viviendas que permita albergar a los obreros con comodidad.

No se ha calculado el costo que demandará este ítem.-

III. PROGRAMA DE EXPLORACION PROPUESTO

ETAPA 1 - EXPLORACION DETALLADA

A. OBJETIVOS

Mediante la exploración detallada de superficie y el reconocimiento del laboreo existente, se evaluará las posibilidades y contenidos del yacimiento, en términos de reservas positivo-probables, remanentes de la exploración efectuada en épocas pasadas. Se interpretará la mineralización, profundizándose en el conocimiento de las características de la mena y de las condiciones que presenta para su exploración-explotación, con miras a encarar trabajos posteriores que insurren en mayores inversiones.

B. DESCRIPCION DE LOS TRABAJOS A EJECUTAR

1. Plano topográfico de superficie
Superficie: 300 Has.
Escala: 1:2.500
2. Plano geológico-estructural
Superficie: 300 Has.
Escala: 1:2.500
3. Plano topográfico-geológico-minero de superficie y de las labores mineras
Superficie: 120 Has.
Labores subterráneas: 350 m. (aproximadamente)
Escala: 1:500
4. Desagote y limpieza para habilitación de las labores mineras
Desagote: 5.000 m³ de agua
Saneamiento y limpieza de galerías y piques: 200 m. (aproximadamente).
5. Muestreo superficial y subterráneo de la veta y de las escombreras.
Extracción y preparación de 400 muestras de veta y 50 muestras de escombreras.
6. Análisis químicos de 450 muestras
Elementos a analizar: Ag, Pb y Zn; Cd y V (en el 50% de las muestras) y Cu y Au (en el 25% de las muestras).

7. Exploración geofísica
Métodos Turam y Polarización inducida: 12.000 m. (aproximadamente)
8. Estudios mineralogénicos
30 muestras
9. Estudios mineralúrgicos a nivel de laboratorio
Cantidad: 2 muestras
10. Destapes superficiales de la veta
20 destapes de exploración, sobre corrida cada 50 m. (aproximadamente)

ETAPA 2 - PREFACTIBILIDAD

A. OBJETIVOS

Determinar el tipo y continuación de la mineralización, por debajo del nivel con mayor laboreo extractivo preexistente, así como el conocimiento de las leyes de la zona / primaria del yacimiento. Asimismo determinar los parámetros / que condicionarán la explotación a realizar y desde el punto de vista metalúrgico, determinar la tratabilidad y recuperación de la mena.

Por otra parte, mejorar la interpretación de las anomalías geofísicas y concretamente, cubicar 43.890 tn. de reservas positivas.

B. DESCRIPCIÓN DE LOS TRABAJOS A EJECUTAR

11. Desarrollo de 50 m. de galería sobre veta, sin enmaderación, de 1,40 x 1,80 m. a partir del tope actual del Nivel 1, hacia el SSO del pique principal.
Tope actual: 165 m. del pique principal
Tope proyectado: 215 m. del pique principal
Alternativa: galería de 2,05 x 2,35 m. (alto) para permitir la utilización de cargadoras mecánicas, tipo LM (de Atlas Copco).
12. Rectificación del pique principal, desde el Nivel 2 (ubicado a -50 m.) al Nivel 3 (a -70 m.), para transformarlo de achiflonado a vertical.
Continuación de la profundización del pique hasta los -97 m., de 1,80 x 2,50 m. de sección (con "roblonado" de sostén en las paredes que así lo exijan).

- Total: 47 m. de pique vertical de 1,30 x 2,50 m., sin enmaderación.
13. Ejecución de 25 m. de galería corta veta, de 1,40 x 1,80 m., sin enmaderación, desde el pique principal hasta cortar veta al SE, en el nuevo Nivel 4, ubicado a los 95 m. de profundidad (45 m. hacia abajo del Nivel 2).
 14. Ejecución de galería sobre veta, en el Nivel 2, hacia el NNE del pique principal.
Total: 315 m. de galería de 1,40 x 1,80 m., sin enmaderación.
Tope actual: 35 m.
Tope proyectado: 350 m.
 15. Ejecución de galería sobre veta, en el Nivel 4, hacia el SSO del pique principal.
Total: 265 m. de galería de 1,40 x 1,80 m., sin enmaderación.
Tope proyectado: 265 m.
 16. Ejecución de chimeneas de ventilación y exploración desde el Nivel 2 a la superficie 3 chimeneas de 47,30 y 43 m. // de longitud, ubicadas a los 100, 205 y 305 m. hacia el // NNE del pique principal.
Total: 120 m. de chimeneas de 0,90 x 1,20 de sección.
 17. Ejecución de una chimenea de exploración, desde el Nivel 4 al Nivel 2, ubicada a los 75 m. hacia el SSO del pique principal.
Total: 45 m. de chimenea de 0,90 x 1,20 m. de sección.
 18. Ejecución de una chimenea de exploración, desde el Nivel 4 al Nivel 1, ubicada a los 165 m. hacia el SSO del pique principal.
Total: 60 m. de chimenea de 0,90 x 1,20 m. de sección.
 19. Plano topográfico-geológico-minero de las labores realizadas.
Laboreo subterráneo: 650 m. (aproximadamente)
Escala: 1:500
 20. Muestreo de la veta en profundidad y a lo largo de las labores desarrolladas.
Extracción y preparación de 425 muestras.
 21. Análisis químicos de 425 muestras.
Elementosa analizar: Ag, Pb y Zn; Cd y V (en el 50% de las muestras) y Cu y Au (en el 25% de las muestras).

22. Extracción del agua de la mina, mediante bombeo, manteniendo el nivel de agua por debajo del último nivel de trabajo (Nivel 4) para permitir el desarrollo de las tareas programadas, a medida que las mismas vayan profundizando. Desagote en 2 etapas, mediante la utilización de una pileta intermedia en el Nivel 2, durante aproximadamente 5 horas diarias de bombeo.
23. Estudios mineralogénicos
Total de muestras: 30
24. Ejecución de 450 m. de sondeos inclinados, desde la superficie, mediante equipos rotativos a diamantina, en diámetro BQ (sistema wire-line), con recuperación de testigos y con un distanciamiento de 400 m..-
Ubicación: sector correspondiente a tramo intermedio de minas Bella Tapada y Garibaldi y conforme al resultado del estudio geofísico.
Finalidad: constatar corrida y profundidad de la estructura mineralizada dentro del sector comprendido entre las minas Rara Fortuna, Bella Tapada y Garibaldi.
25. Estudio de estabilidad de labores; análisis del flujo de agua en los diversos sectores de la mina y su variación con la profundidad; análisis de rendimientos de avances.
26. Ensayos mineralúrgicos a nivel de planta piloto.
27. Estudios técnicos económicos de prefactibilidad.

ETAPA 3 - FACTIBILIDAD

A. OBJETIVOS

Ante la eventualidad de la existencia de la zona primaria, por debajo del Nivel 2 y la continuidad de la estructura mineralizada, en el sector investigado con geofísica, se pretende determinar las características y contenidos de la veta mineralizada, hasta la profundidad que se supone como límite probable del yacimiento en la totalidad de su corrida.

Definir, por otra parte, con mayor precisión aquellos parámetros que condicionarán la explotación y el beneficio de la mena, para la mejor programación de los trabajos a desarrollar, el diseño de los equipos e instalaciones y la puesta en marcha de la producción.

Concretamente, cubicar 61.950 tn. de reservas positivas y 25.200 tn. de reservas probables.

B. DESCRIPCION DE LOS TRABAJOS A EJECUTAR

28. Continuación de la profundización del pique principal hasta los -142 m., con "roblonado" de sostén en las paredes que así lo requieran, hacia abajo del Nivel 4.
Total: 45 m. de pique vertical, de 1,60 x 2,50 m. sin enmaderación.
29. Ejecución de 36 m. de galería, de 1,40 x 1,80 m., sin enmaderación, desde el pique principal hacia el SE, hasta / cortar la veta, en el nuevo Nivel 5, ubicado a los 140 m. de profundidad (45m. más abajo del Nivel 4).
30. Ejecución de galería sobre veta, en el Nivel 4, hacia el NNE del pique principal.
Total: 400 m. de galería sin enmaderar de 1,40 x 1,60 m.
Tope proyectado: 400 m.
31. Ejecución de galería sobre veta, en el Nivel 5, hacia el NNE del pique principal.
Total: 450 m. de galería, sin enmaderar de 1,40 x 1,80 m.
Tope proyectado: 450 m.
32. Ejecución de galería sobre veta, en el Nivel 5, hacia el SSO del pique principal.
Total: 315 m. de galería, sin enmaderar, de 1,40 x 1,60 m.
Tope proyectado: 315 m.
33. Ejecución de chimeneas de ventilación-exploración, desde el Nivel 4 al Nivel 2: 4 chimeneas de 45 m. de largo cada una, ubicadas a los 100, 205, 305 y 400 m. hacia el NNE / del pique principal.
Total: 180 m. de chimeneas de 0,90 x 1,20 m. de sección.
34. Ejecución de chimeneas desde el Nivel 5 al Nivel 4: 3 chimeneas de 45 m. de longitud cada una, ubicadas a los 175, 165 y 265 m. hacia el SSO del pique principal.
Total: 135 m. de chimeneas de 0,90 x 1,20 m. de sección.
35. Ejecución de 4 chimeneas, de 45 m. de longitud cada una, desde el Nivel 5 al Nivel 4, ubicadas a los 100, 205, 305 y 400 m. hacia el NNE del pique principal.
Total: 180 m. de chimeneas de 0,90 x 1,20 m. de sección.
36. Mapeo topográfico-geológico-minero de las labores ejecutadas.



C. CRONOGRAMA DE EJECUCION Y DE DESEMBOLO

Ver Cuadro N° 1 adjunto.-



D. REQUERIMIENTOS BASICOS

Ver Cuadro adjunto.-

REQUERIMIENTOS DE EQUIPOS, MAQUINARIAS, INSTALACIONES, INFRAEST., INSUMOS Y MANO DE OBRA



TIPO Y DESCRIPCION PARA EXPLORACION	Cantidad	Capacidad Teórica Unitaria	Precio Unit. en el depo- sito.	Vida Útil	Origen	Observac.
Martillos perforadores RH 656	3		3.646	20000 hs.		
Columnas neumáticas de empuje	3		1.094	20000 hs.		
Afiladora para barrenos	1		1.411	20.000hs.		
Vagonetas para mina	6		876	10 años		
Compresor portátil de 100HP	2	9,5m ³ /min	35.247	6 "		
Estructura metálica para extracción	1		2.340	10 "		
Balde con vuelco automático	1		736	5 "		
Generador eléctrico para extracción	1		6.420	8 "		
Pulmón de acero para aire comprimido	1		4.377	20 "		
Generador accionado por motor Diesel	1	50 KV	16.400	6 "		
Lubricadores para martillos	3		121	20.000hs.		
Lámparas mineras eléctricas	12		298	3 años		
Cargador de lámparas mineras	1		1.366	3 "		
Bomba Worthington	2		2451	5 "		
Vía Decaville armada	600m.		26	20 "		
Explosor	1		560	5 "		
Medidor de resistencia	1		228	5 "		
Manguera de goma para aire. Ø 3/4"	6		158	1 "		rollos x 30m
Manguera de goma para agua. Ø 1/2"	6		105	1 "		" "
Cañería Ø 4" con accesorios	100m.		31	5 "		
Cañería Ø 3" con accesorios	100m.		22	5 "		
Cañería Ø 2" con accesorios	600m.		12	5 "		
Bomba para pique	1		3.064	5 "		
Tinglado para taller y herrería	1	25 m ²	3.708	10 "		
Local para oficina y baños	1	35 m ²	8.590	10 "		
Tinglado para depósito de materiales	1	25 m	3.708	10 "		
Herramientas de mano (lote)	1		2.627	2 "		

V. BIBLIOGRAFIA

- OLSACHER, J.-1960: Descripción de la Hoja Geológica 20 H - Los Gigantes-Provincia de Córdoba-Dirección Nacional de Geología y Minería-Año XII-Buenos Aires.
- HILLAR, N. y Asociados-1974: Informe sobre planta de beneficio de minerales en cuatro distritos mineros-Provincia de Córdoba-Consejo Federal de Inversiones-Inf. Inédito-Buenos Aires.
- GORDILLO, C.E. y LENCINAS, A.W.-1972: Sierras Pampeanas de / Córdoba y San Luis-Geología Regional Argentina-Ed.A.F. Leanza-Academia Nacional de / Ciencias-Córdoba.
- SUREDA, R.J.-1978: Las vetas de plomo, plata y zinc del distrito minero "El Guaico" en la Provincia de Córdoba-Tesis U.N.C.-Publicación Asociación Geológica Argentina-Revista como XXXIII, N° 4.
- LUCERO, H.N.-OLSACHER, J.-1981: Descripción de la Hoja Geológica 19 H-Cruz del Eje-Provincia de Córdoba-Boletín N° 179-Buenos Aires.
- DE FERRARI, C.-1983: Informe Técnico sobre las minas de la Región de "Dos Pozos"-Sociedad "Minera Argentina"-Inf. Inédito.
- TEDESCO, P.H.: Recuperación de vanadio por intercambio iónico-Departamento de Mecánica-Facultad de Ciencias Físico-Matemáticas-Inf. Inédito.
- SGROSSO, R. : Las minas de plomo, plata, zinc y cadmio del Departamento Minas-Provincia de Córdoba-Inf. Inédito.
- BARBERIS, R.-1976: Informe Distrito Venadiferos de "Dos Pozos" Informe Inédito.
- BARBERIS, R.: "Una Riqueza tirada"-La minería de Córdoba y / sus metalíferos"-Inf. Inédito.
- NOVITZKY, A.-1975: Método de explotación subterránea y planificación de minas-Buenos Aires.

- SILES, L.-YAÑEZ, G.-1986: Costos para labores mineras-FONEM-
La Paz-Bolivia.
- DENVER EQUIPMENT COMPANY: Descripción y análisis del Flow-
Sheet para concentrados de menas de plomo,
plata y zinc-Boletín N° M7-F2.
- ESCHBORN, H.-1983: La pequeña minería en la región de los An
des-Experiencia de un decenio-Publicación
de la GTZ-Alemania.
- FONEM-1978: Calculos de costo de inversión para plantas de /
concentración gravimétricas tratando mine
rales de Sn.-Procedimiento de cálculo to-
mado del Catálogo de Costos de Inversión-
La Paz-Bolivia.-



PERSONAL TECNICO INTERVINIENTE EN LA FORMULACION DEL PROYECTO

Jefe Centro de Exploración Córdoba: Dr. Roberto G. Molezzi

Coordinador Técnico: Ing. de Minas Jorge A. Boiero

Geólogos: Roberto Miró

Juan Carlos Candiani

Beatriz Torres de Di Giusto (Direc. Prov. de Minería)

Topógrafo: Julio Suarez

CORDOBA, Julio de 1986.-

FLUJO DE CAJA DEL PROYECTO

CONCEPTO	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9
Total Ingresos por Ventas					2.165.832	2.165.832	2.165.832	2.165.832	2.165.832	2.165.832
<u>EGRESOS</u>										
Costos Operativos					1.246.828	1.246.828	1.246.828	1.246.828	1.246.828	1.246.828
<u>BENEFICIO NETO</u>					919.004	919.004	919.004	919.004	919.004	919.004
<u>MENOS</u>										
IMP. A PAGAR					58.536	58.536	58.536	58.536	58.536	58.536
BENEFICIO NETO DES. IMPORT.					860.468	860.468	860.468	860.468	860.468	860.468
<u>MENOS</u>										
CAP. PREINVERS. (360710)	(472658)	(442317)								
CAP. PRODUCCION				(1644460)						
Flujo F. Netos	-(360710)	-(472658)	-(442317)	-(1644460)	+860.468	+860.468	+860.468	+860.468	+860.468	+860.468
FLUJO ACUMULADO	-(360710)	-(833368)	-(1275685)	-(2920145)	-(2.059.677)	-(1.199.209)	-(338.741)	+521.727	+1.382.195	+224266
<u>FACTOR ACTUALIZ.</u>										
1/(1+r) ⁿ 12%	1	0,893	0,797	0,712	0,636	0,567	0,506	0,452	0,404	0,360
70%	1	0,588	0,346	0,204	0,120	0,070	0,041	0,024	0,014	0,008
Flujo Fondos Actualiz. (12%)	-(360710)	-(422084)	-(352527)	-(1170856)	+547.258	+487.885	+435.397	+388.932	+347.629	+309768
(70%)	-(360710)	-(227923)	-(153042)	-(335470)	+103.256	+60.253	+35.279	+20.651	+12.047	+7228

V.A.N = 210.692
V.A.N al 70% = (888.451)

TIR = 14.40%

Handwritten calculations and notes at the bottom of the page, including various numbers and symbols like 0.272 , -1 , and 0.141 .

R A R A F O R T U N A

CUADRO N° 2 DE INGRESOS PROYECTADOS

Concepto	1	2	3	4	5	6
Tonelaje de mena producida	50.000	30.000	30.000	30.000	30.000	30.000
Ley de Pb %	5,15				*	
Ley de Ag %	0,048					
Ley de Zn %	1,21					
Recup. de Pb %	92,6					
Recup. de Ag %	67,4					
Recup. de Zn %	83,8					
Tn de Pb al mercado	1430					
Tn de Ag al mercado	12,58					
Tn de Zn al mercado	304					
Precio de Pb A/t.	0,220					
Precio de Ag A/t.	150.000					
Precio de Zn A/t.	460					
	2.341.440					
Gastos de Comercializ.(5%)	117.072					
Ing. Brutos (2,5%)	58.530					
Total Neto	2.165.832	2.165.832	2.165.832	2.165.832	2.165.832	2.165.832
Total Impositivo	58.536	58.536	58.536	58.536	58.536	58.536

* 131.040 t

CUADRO N° 3 - INVERSIONES TOTALES

Exploracion	A 1.058.073	} 1.275.684
Imprevistos exploración	A 217.611	
Pre Producción	A 70.000	
Mina	A 438.479	
Planta	A 735.875	
Servicios Auxiliares	A 100.000	
Infraestructura	A 31.608	
Imprevistos 20% de		
Mina, Planta, Serv.Auxil. e Infraestruct.	A 268.499	
	<u>A 2.920.145</u>	

CUADRO N° 4 -CRONOGRAMA DE INVERSIONES Y CALCULO DE LA DEPRECIACION

Concepto	Año 1	2	3	4	(4 meses) 5
CAPITAL DE PREINVERSION					
Estudios de preinversión	300.592	393.882	363.599		
Imprevistos	60.118	78.776	78.717		
CAPITAL DE PRODUCCION					
Preproducción				70.000	
Mina				175.391	263.087
Planta				294.350	441.525
Servicios Auxiliares				40.000	60.000
Infraestructura				31.608	
Imprevistos				122.270	146.229
	360.710	472.658	442.316	733.619	910.841
<u>CALCULO DE DEPRECIACIONES</u>					
Cap. Preinv.Acum.	1.275.685				
Cap. Produc.Acum'	1.644.460				
Deprec. Cap. Preinvert.	294.389	294.389	294.389	294.389	98.129
Deprec. Cap. Produc.	379.491	379.491	379.491	379.491	126.496
TOTAL DEPRECIACIONES	673.880	673.880	673.880	673.880	224.625

CUADRO N° 5 - COSTOS - OPERATIVOS PROYECTADOS

	1	2	3	4	5	6
MINA (1) A 20/t.	630.000	630.000	630.000	630.000	630.000	630.000
PLANTA A 19/t	570.000	570.000	570.000	570.000	570.000	570.000
ADMINISTRACION) 1% INFRAESTRUCTURA) 2%	46.828	46.828	46.828	46.828	46.828	46.828
TOTAL COSTOS OPERATIVOS	1246.828	1.246.828	1.246.828	1.246.828	1.246.828	1.246.828

(1) LOS COSTOS DE MINA SE BAJARON AL HACER INCIDIR LOS COSTOS SOBRE TODO EL TONELAJE QUE SE SACARA (30.000 t/año).

CUADRO N° 6 - RESULTADO E IMPOSITIVO DEL PROYECTO

	1	2	3	4	5	6
Total Ingreso por Ventas	2.165.832	2.165.832	2.165.832	2.165.832	2.165.832	2.165.832
<u>EGRESOS</u>						
Costos Operativos	1.246.828	1.246.828	1.246.828	1.246.828	1.246.828	1.246.828
Resultado Neto	919.004	919.004	919.004	919.004	919.004	919.004
<u>OTROS EGRESOS</u>						
Depreciaciones	486.690	486.690	486.690	486.690	486.690	486.695
RESULTADO NETO	432.314	432.314	432.314	432.314	432.314	432.309
Total Imp. a pagar	58.536	58.536	58.536	58.536	58.536	58.536
Resultado	373.778	373.778	373.778	373.778	373.778	373.778
Desgravaciones	360.710	472.658	442.317	1.644.5460		
<u>RESULTADO NETO FINAL</u>	734.488	846.436	816.095	2.018.238	373.778	373.778