

RIO CHICO: UNA MINA DE ORO ALUVIAL EN EL ECUADOR

GIL MAQUIZACA B. Y MICHAEL POTTER

ECUMINAS S.A., Casilla 3540, Quito-Ecuador.

RESUMEN: La mina de Río Chico está ubicada cerca de Guayaquil (Ecuador) en un yacimiento aluvial de terraza. Se ha diseñado un sistema original de explotación mediante una planta flotante alimentada por retroexcavadora que entró en operación en abril 1990 y tiene una capacidad de 100 m³/h. A fines de 1990, después de haber ya explotado 300 000 m³ el recurso, todavía existente en el yacimiento, se calculó en aproximadamente 3 700 000 m³ con una ley de 0,3 g/m³ de oro fino.

RESUME: La mine de Río Chico est située près de Guayaquil (Ecuador) dans un gisement alluvial de terrasse. Elle est mise en valeur grâce à une unité d'exploitation flottante originale de 100 m³ de capacité conçue spécialement et qui entra en opération en avril 1990. Fin 1990, après avoir traité 300 000 m³ il reste encore un volume d'environ 3 700 000 m³ à 0,3 g/m³ d'or pur à traiter.

INTRODUCCION

Ecuminas S.A., es una compañía ecuatoriana que entró en el grupo de "Oding Mining and Investment Ltda" a fines de 1988, "ODIN" está registrada en la Isla de Hombre y las acciones tienen cotizaciones en las bolsas de Sydney-Australia y Londres-Inglaterra.

EL YACIMIENTO EXPLOTADO

Está ubicado, a 85 km al Sur de Guayaquil y 40 km al noreste de Machala, al cambio de pendiente entre la zona costanera y las estribaciones de la Cordillera de los Andes, a la altura de 70 m.s.n.m. y 16 km al Este de océano Pacífico (fig. 1).

La mina de "Río Chico" se ubica en un valle pequeño cortado en un área de piedemonte (fig. 2 y 3). El cauce del Río Chico, que cambia, aguas arriba, su nombre a Río Pinglio, erosiona afloramientos de la Formación Macuchi, que comprende tobas, brechas volcánicas y lavas de edad Cretácica, originada en un arco insular. La exploración realizada por el grupo Ecuminas ha delimitado un área de sedimentos fluviales anomálicos en una superficie de 16

km², con bastantes muestras de sedimentos fluviales de malla <80 # con valores mayores a 1000 ppb, localizados en un área de 4 km².

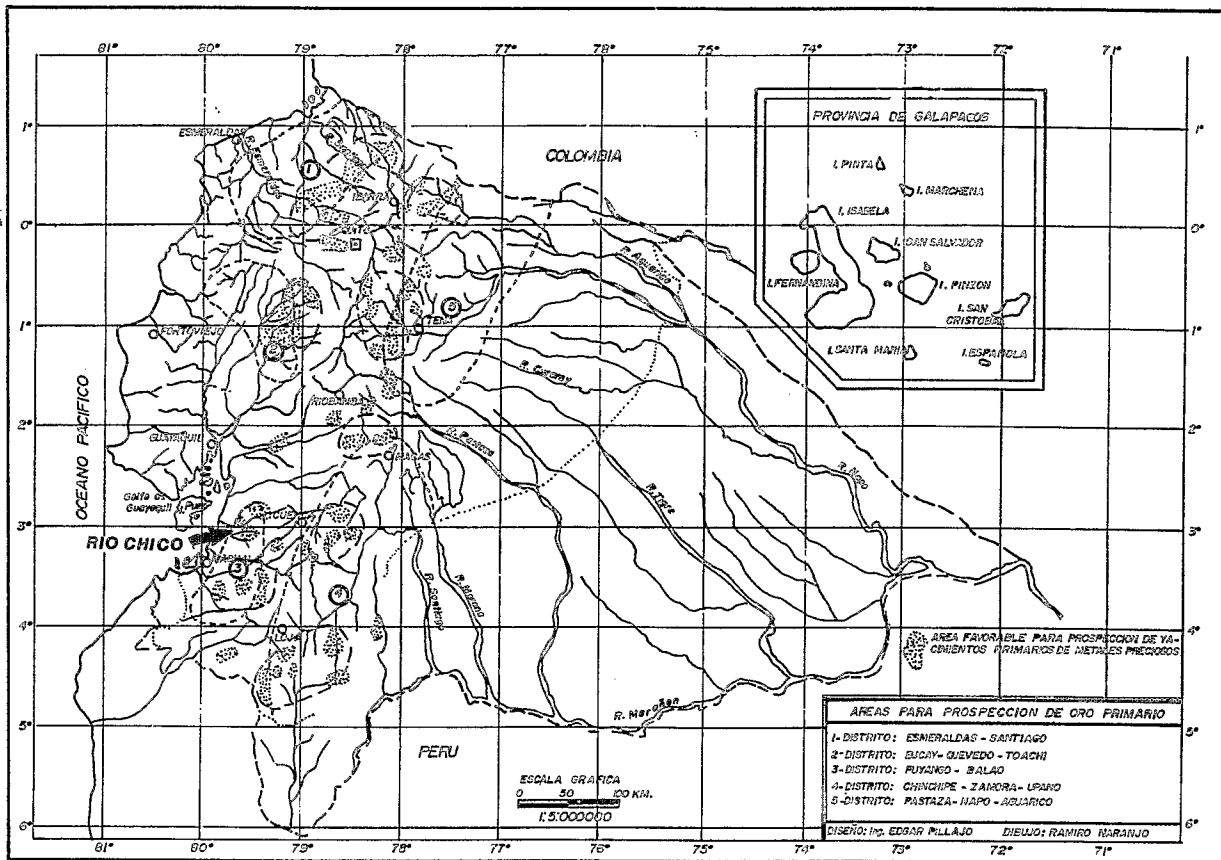


Fig. 1: Mapa de ubicación.

Las perforaciones hechas en esta área encontraron mineralización de oro en rocas de la Formación Machuchi, con alteración hidrotermal con leyes de 4 ppm sobre espesores de hasta 20 m. Se interpreta a esta zona como la fuente del oro en el depósito del Río Chico.

El depósito de la mina "Rio Chico" (fig. 4) comprende varios tipos de grava con una potencia promedio de 3,7 m y una potencia máxima de 6.5 m que se pueden agrupar en 3 tipos diferentes (fig. 5).

G2. Es el más importante económicamente y corresponde a un aluvión constituido por clastos y escasa matriz. Los clastos son redondeados hasta un diámetro máximo de 3 m y son muy duros, ya que pertenecen a la Formación Macuchi; no existen clastos meteorizados. La distribución granulométrica de los clastos se presenta en la figura 6. La grava es casi impermeable y de color variable, de gris oscuro-verdoso hasta gris azul claro y café. A veces la grava tiene lentes de arena y arcilla plástica, y estos lentes son más importantes aguas arriba, donde la grava tiene menos potencia y el contacto con el bedrock es más irregular. La matriz generalmente es de arena arcillosa y los pozos de exploración fueron hechos con retroexcavadora, estos normalmente son coherentes y no colapsan.

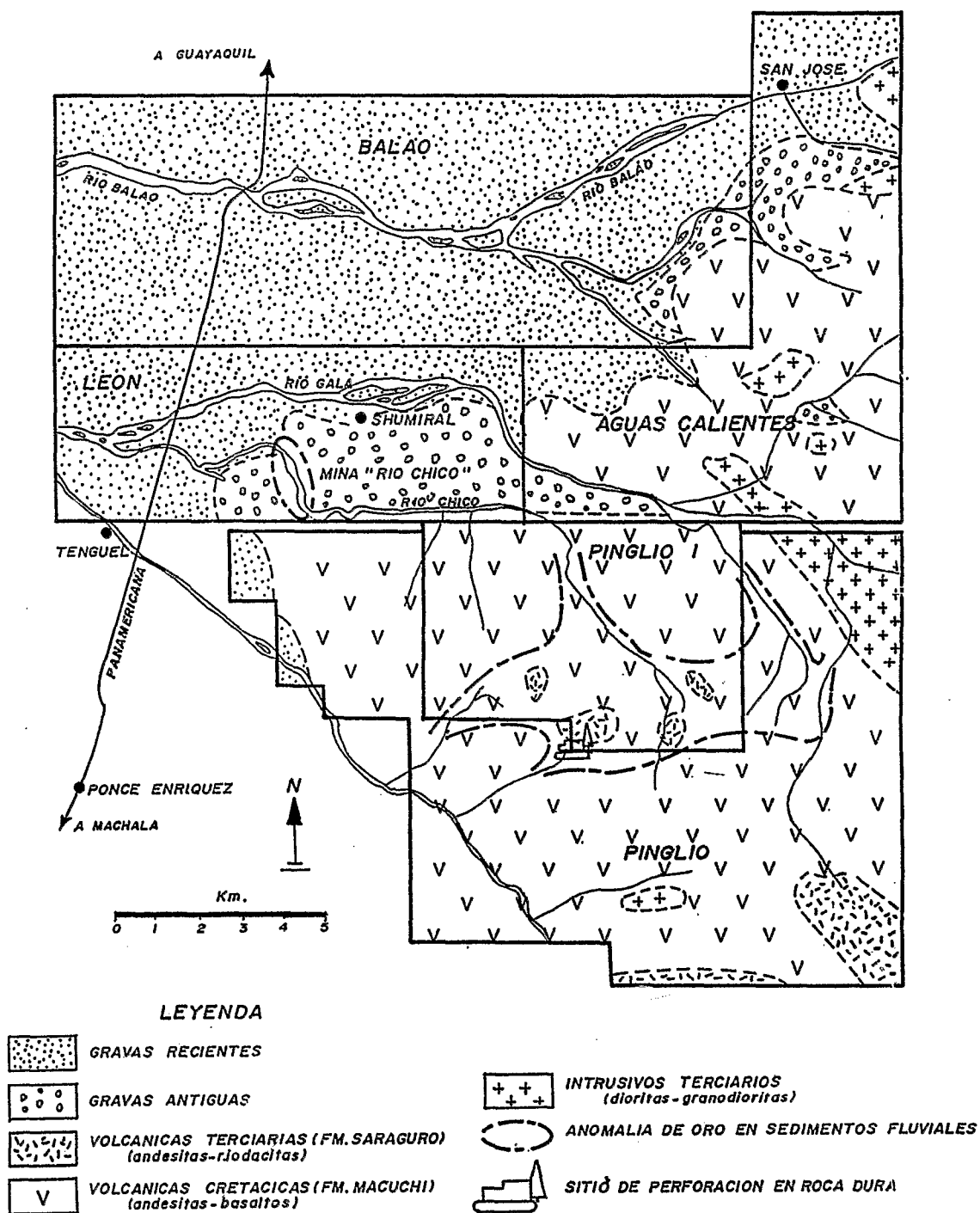


Fig. 2: Mapa geológico de los alrededores de Río Chico.

G3. Es una grava generalmente más fina que G2 y sin bloques grandes, además es más suelta que G2 y existen muchos problemas de excavación de pozos con retroexcavadora, porque los lados colapsan. Esta grava contiene bastante agua. El oro es generalmente más fino que en G2 y la ley es menor a 0.2 g/m³. En algunos lugares este tipo de grava definitivamente sobreyace a la grava del tipo G2.

- G4. Forma el lecho actual del Río Chico y es parecida a la grava G3.



Fig. 3: Vista general de la mina de Río Chico (Foto G. Maquizaca).

Lateralmente al noroeste, las gravas del río Chico pasan a las gravas del río Gala, que son parecidas a las gravas G3, pero con tenores muy bajos ($0.01 - 0.02 \text{ g/m}^3$). Aparentemente estos aluviones son más jóvenes que los de Río Chico y terminan la continuación de río Chico al noroeste. La sobrecarga está constituida por una arcilla café localmente con arena gris. La potencia promedio es de 1,5 m pero en lugares la potencia llega a más de 5 m. Cuando está húmeda esta arcilla es muy difícil de excavar. El substrato está constituido por sedimentos de piedemonte de color café con mucho más arcilla en la matriz que G2 y con clastos meteorizados presentes. Con experiencia no hay mucho problema en reconocer el cambio de grava de río Chico a roca base.

EVALUACION Y RECURSOS

Es en 1981 que se encontró oro en el pequeño valle donde está actualmente la mina. La evaluación se realizó por pozos excavados con retroexcavadora de 5 m de largo, 7 m de ancho y que llegaban hasta la roca base. Los 31 primeros pozos fueron excavados en 1981 y la evaluación se prosiguió de manera esporádica hasta 1987, luego de manera intensiva a partir de 1988. Hasta el fin de 1990 se excavaron 272 pozos.

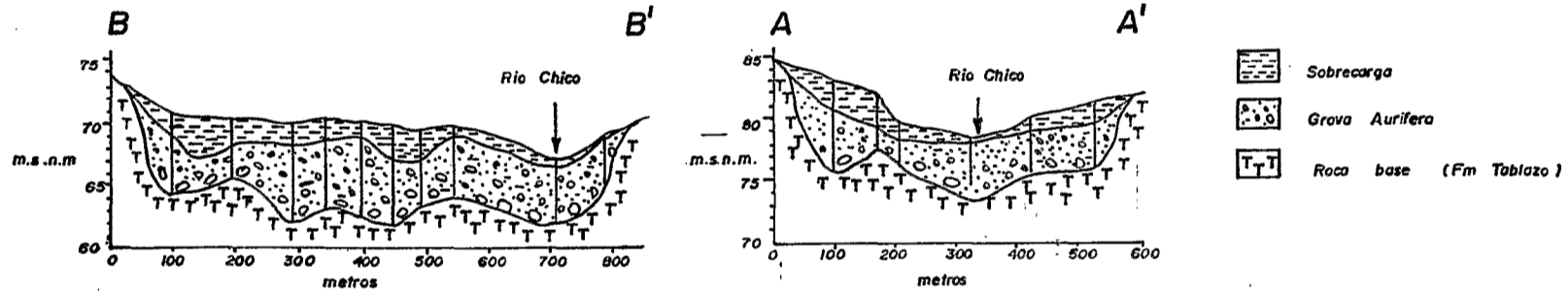
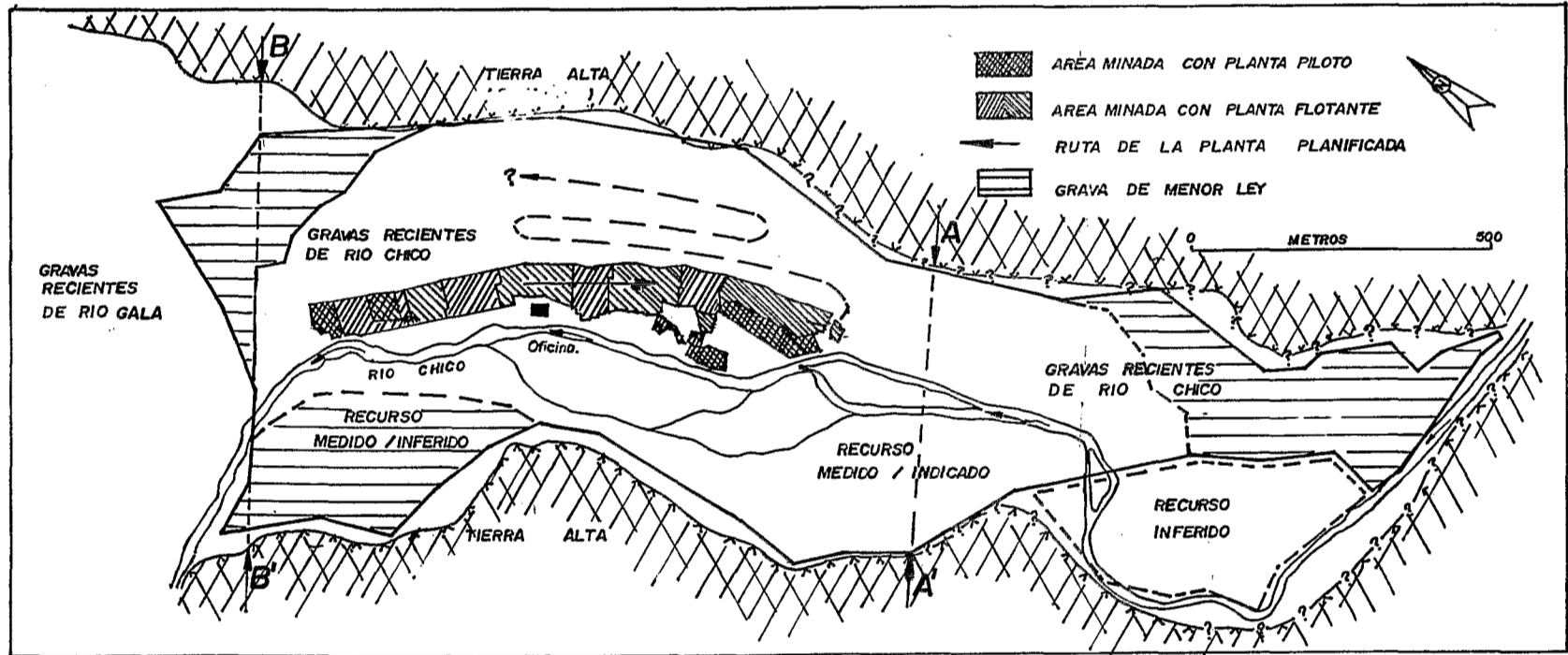


Fig. 4: Plano y perfiles de la mina aluvial de Río Chico.

Los primeros pozos se lavaron parcialmente, pero las muestras de los otros 163 pozos se lavaron completamente. El volumen promedio de las muestras lavadas es de 20 m³ aproximadamente (rango de 10 hasta 98 m³). Los primeros pozos fueron tratados manualmente en canalón y los últimos pozos fueron tratados con zaranda vibratoria y el material menor a 10 mm fue pasado por canalones. En todos los casos, los concentrados de canalones se pasaron por jigs tipo terciario con recuperación de oro por amalgamación.

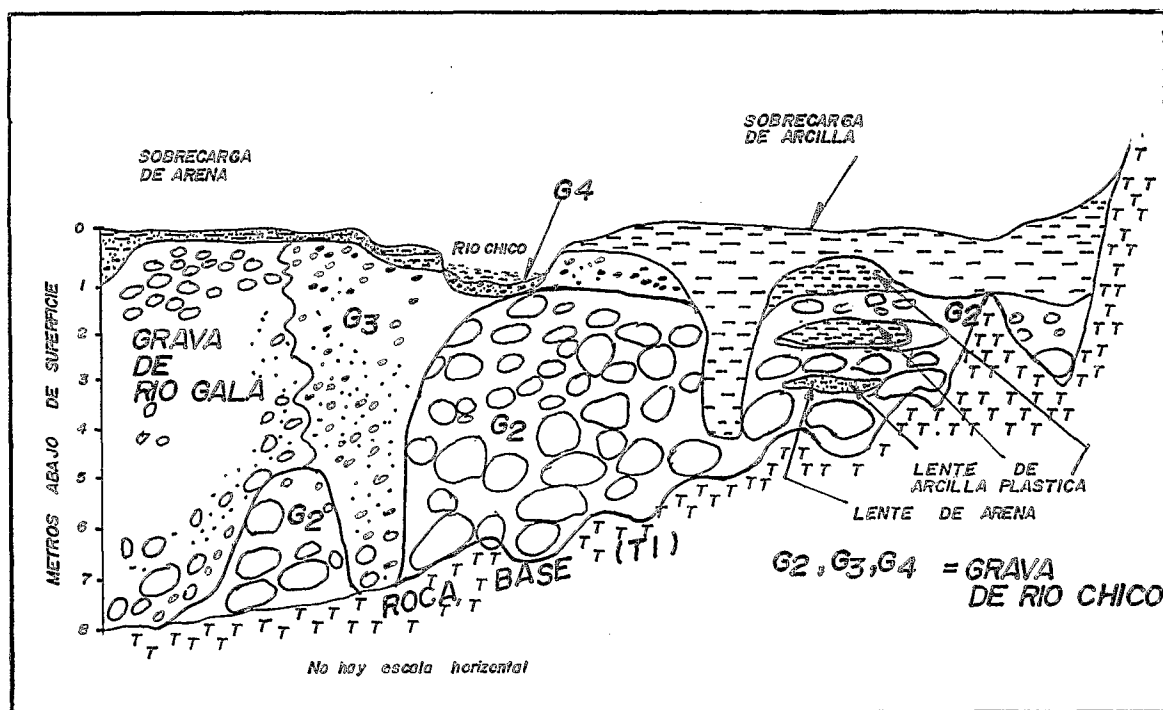


Fig. 5: Representación esquemática de los aluviales del Río Chico.

RECURSOS

El primer recurso fue calculado en 1981 en base de 31 pozos con casi 1'000,000.00 m³ de grava aurífera con una ley de 0.44 g/m³ de oro fino.

Todo el resto de reservas fue calculado por el método de triángulos. La situación de recursos está presentada en la tabla 1.

Tabla 1: Situación de recursos a fin de 1990.

CLASE	AREA (m ²)	SOBRECARGA		GRAVA			ORO PURO kg
		POTENCIA (m)	VOLUMEN (m ³)	POTENCIA (m)	VOLUMEN (m ³)	LEY g/m ³	
Minado	70.000	1.5	110.000	4.6	300.000	0.39	130
Medido	270.000	1.8	490.000	4.2	1.200.000	0.36	420
Indicado	630.000	1.3	850.000	3.4	2.100.000	0.28	590
Inferido	100.000	1.5	160.000	3.7	400.000	0.33	120
TOTAL	1.070.000	1.5	1.610.000	3.7	4.000.000	0.33	1.260

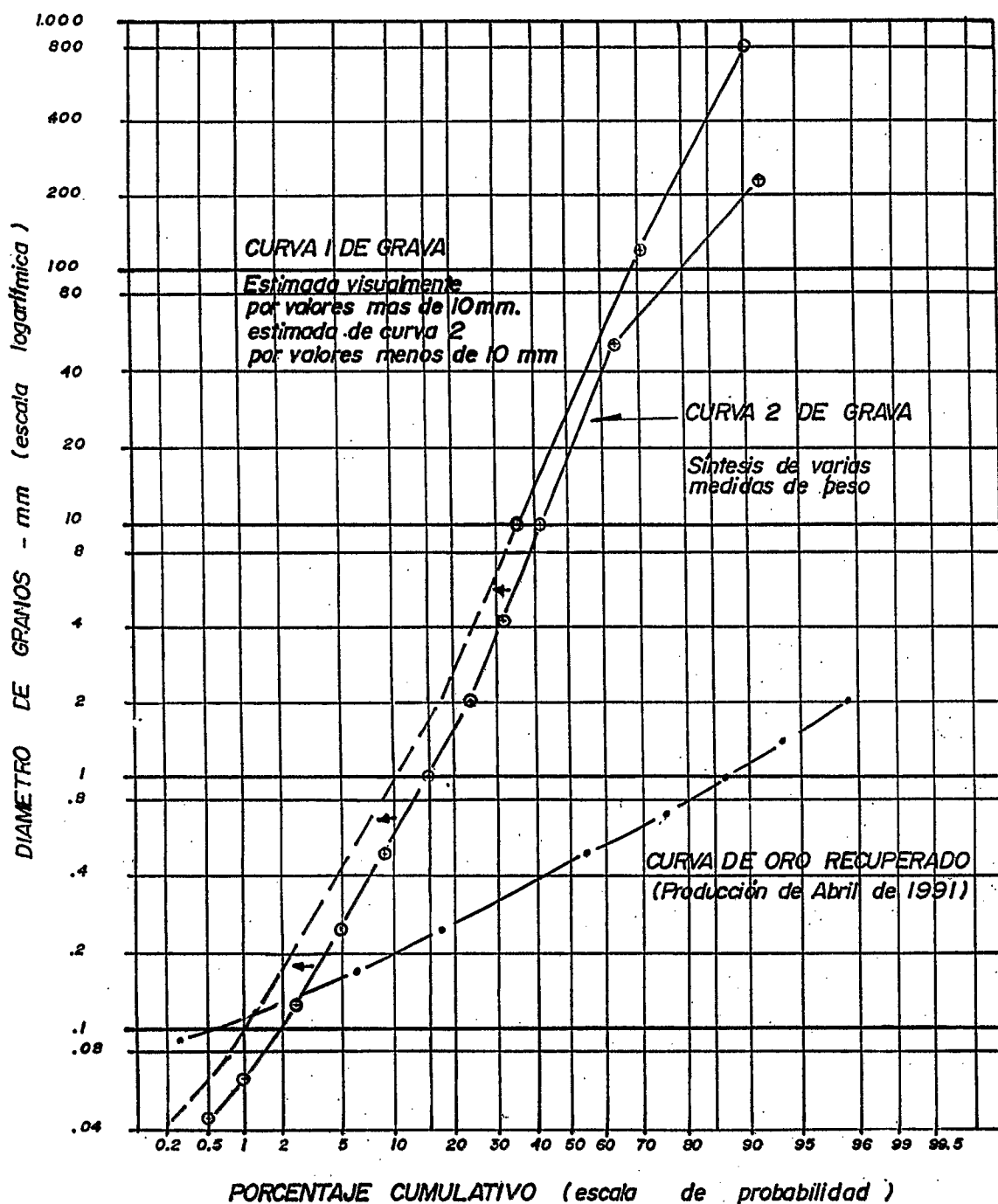


Fig. 6: Granulometría de la grava y del oro recuperado.

Hasta 1988, se realizó la exploración a pequeña escala y a fines de este año, comenzó la exploración sistemática con una planta piloto portátil sobre llanta (fig. 7), que en lo fundamental constó de parrilla vibratoria, 2 trommels, jig tipo Yuba y bomba de presión, todos con accionamiento hidráulico. La alimentación se realizó con retroexcavadora BANTAM 266. La capacidad de la planta fue de 20 m³/h, con lo que hasta fines de 1989, que se terminó la operación, se lavaron 50.000 m³.

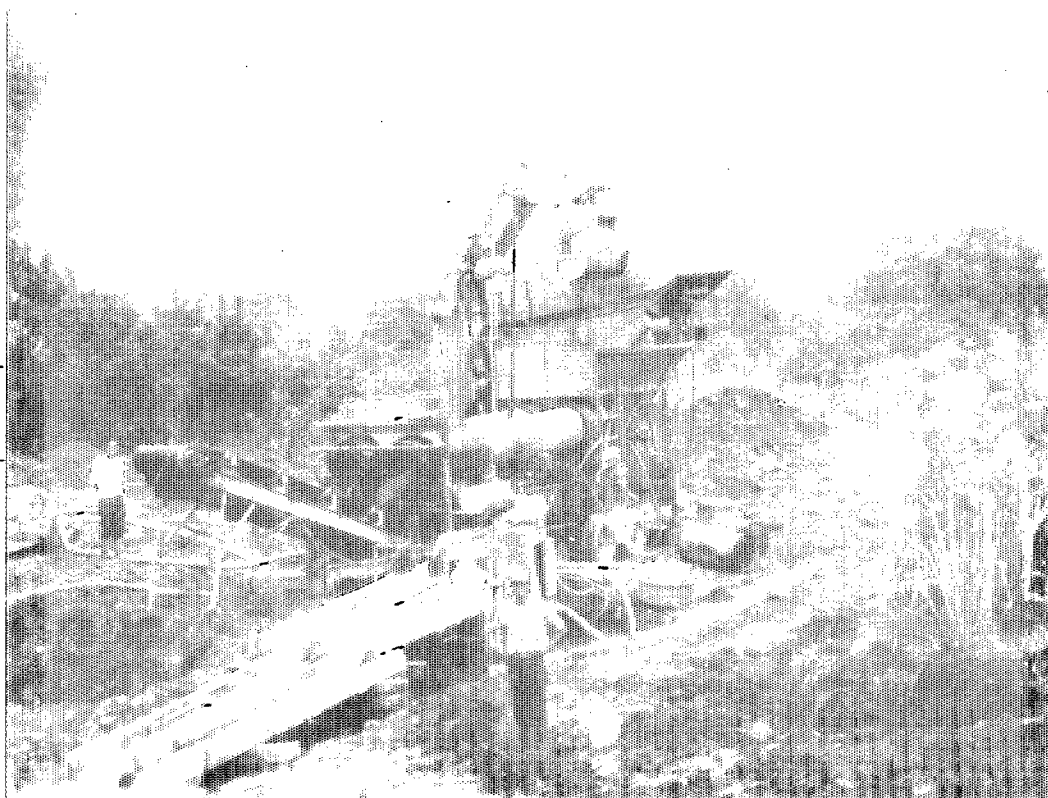


Fig. 7: La planta piloto (Foto. G. Maquizaca).

EXPLOTACION CON PLANTA FLOTANTE DE LAVADO

En 1989 se inicia la construcción, en Río Chico, de la planta Flotante de Lavado diseñada por PAYNE & SON y construida por Acero de los Andes y Santos, C.M.I., compañías inglesa y nacionales, respectivamente. Las pruebas de producción se iniciaron en abril de 1990.

El sistema de explotación (fig. 8 y 9) es a cielo abierto con avance continuo de la frente de trabajo, transferencia y relleno del espacio explotado. En general, la ruta de minado (fig. 4) tiene sentido paralelo al eje del río y un ancho variable de 70 a 50 m, según sea contra pendiente o a favor de la misma. El beneficio se realiza en la Planta Flotante de Lavado. La operación minera se da en 4 etapas básicas:

- 1) Secado del yacimiento: Comprende el desarrollo de canales que bordean o cortan las terrazas auríferas. Esta etapa es importante por estar el yacimiento ubicado en una zona de alta pluviosidad y porque gran parte de las terrazas están cubiertas por zonas de pantanos. Para esta operación se utiliza una retroexcavadora.
- 2) Extracción de sobrecarga: Para el desencape de la grava aurífera se ha establecido un sistema de retiro de sobrecarga por bloques con buldozer tipo Komatsu D6SE o Caterpillar D6, partiendo de eje central de la ruta de explotación, en sentido lateral sobre escombreras temporales ubicados a máximo 45 m a ambos lados de la ruta. La parte importante de esta operación es el control del límite sobrecarga-grava aurífera, dado el carácter variable de

éstas que afecta la dilución. El mayor problema en esta actividad es la presencia de lentes de arcilla plástica en época de lluvia, parámetro que hace subir el costo/m³ (Gráfico: Costos de desencape). Tomando como ejemplo el apo 1990-1991, fue en los meses de octubre 1990 y febrero 1991 que los costos se elevaron lo más (fig. 10) por causa de temporadas de lluvia y de formación de pantanos.

3) Extracción de grava aurífera: En terreno húmedo esta actividad consiste en operar con retroexcavadora en tierra, extraer la grava bajo agua y cargar a la planta de lavado, se ha desarrollado el sistema de franjas horizontales de 5 metros de ancho, perpendiculares al avance de la explotación (fig. 9). Para esta operación se ha utilizado una retroexcavadora KATO HD1880 de 1,8 m³ de capacidad de balde y 8 m de alcance en profundidad y 7 para cargado en altura. La profundidad de extracción es variable de 2 a 6.5 metros. El ciclo de cargado promedio es de 45 s. La operación con este sistema da una producción mensual de 35.000 m³ de grava en banco. El mayor problema es la presencia de bloques grandes y la ninguna visibilidad del operador a la frente de extracción (fig. 11). Constituyéndose en un método de tacto indirecto y dependiente de la pericia del operador, tanto para el recogido del material como para el sub y sobreminado de la grava y roca base.

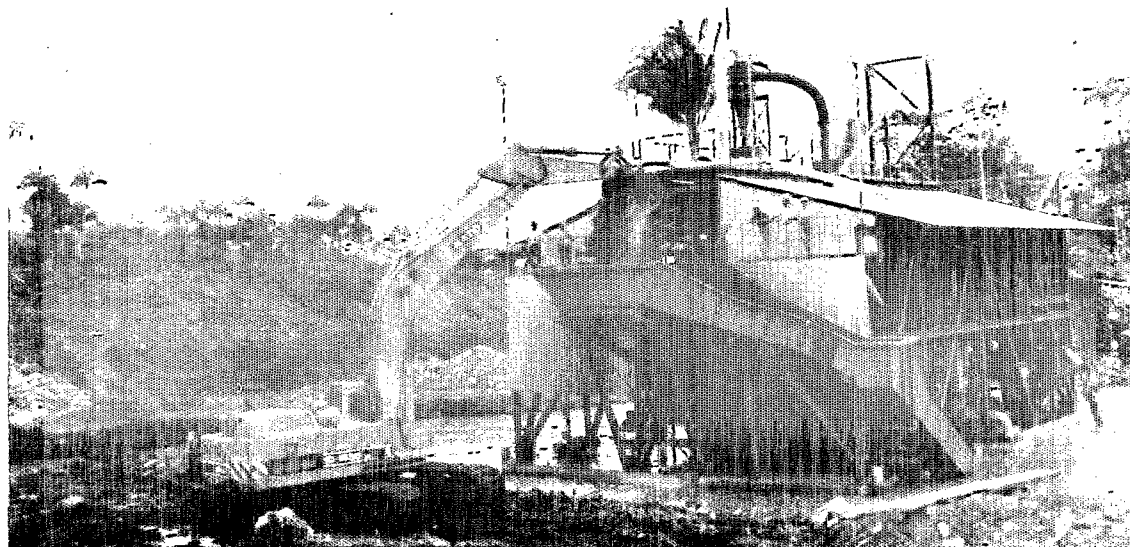


Fig. 8: La planta flotante de lavado (Foto G. Maquizaca).

Debido a que con el sistema de minado húmedo no se llegaba a la capacidad de diseño (100 m³/h) se desarrolló un sistema mixto que nos ha permitido optimizar el rendimiento de mina y planta. En este tipo de minado se lleva a cabo la extracción por pantallas y bloques (fig. 9), las primeras en húmedos y las segundas en seco, para lo que se dimensiona el conjunto pantalla-bloque en función del alcance de las retroexcavadoras en operación. Para el caso de cargado de grava removida, el ciclo de la KATO es de 40 s. y para la Cat 200B de 20 s.

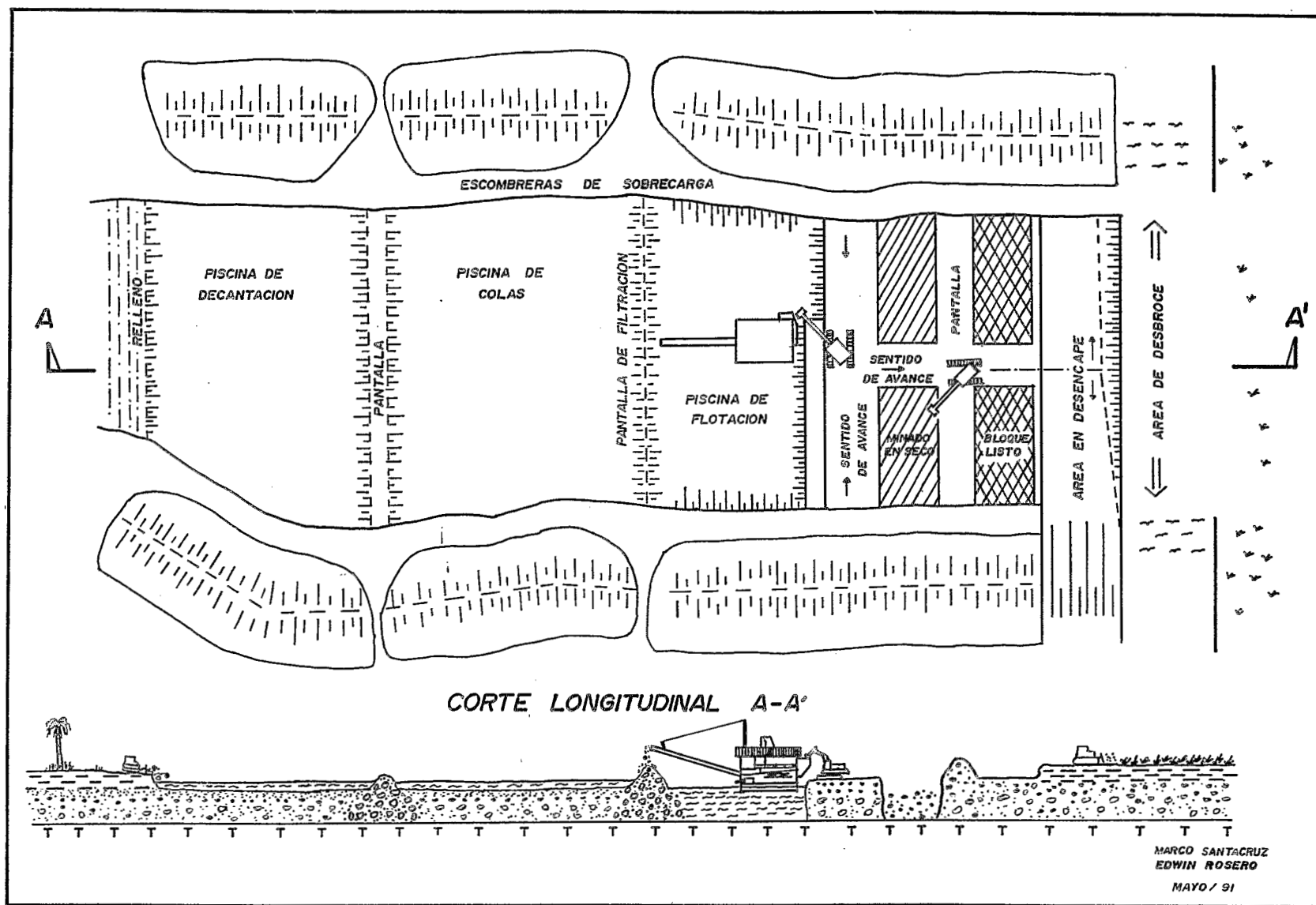


Fig. 9: Esquema del sistema de explotación.

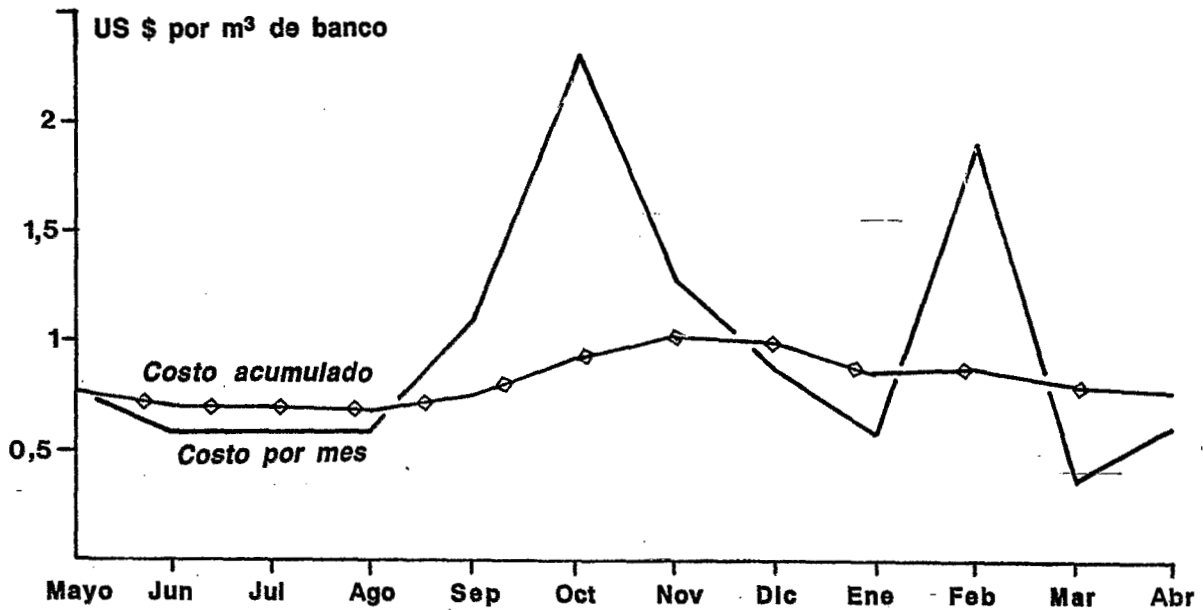


Fig. 10: Variación del costo de desencape por metro cúbico (mayo 1990-abril 1991).

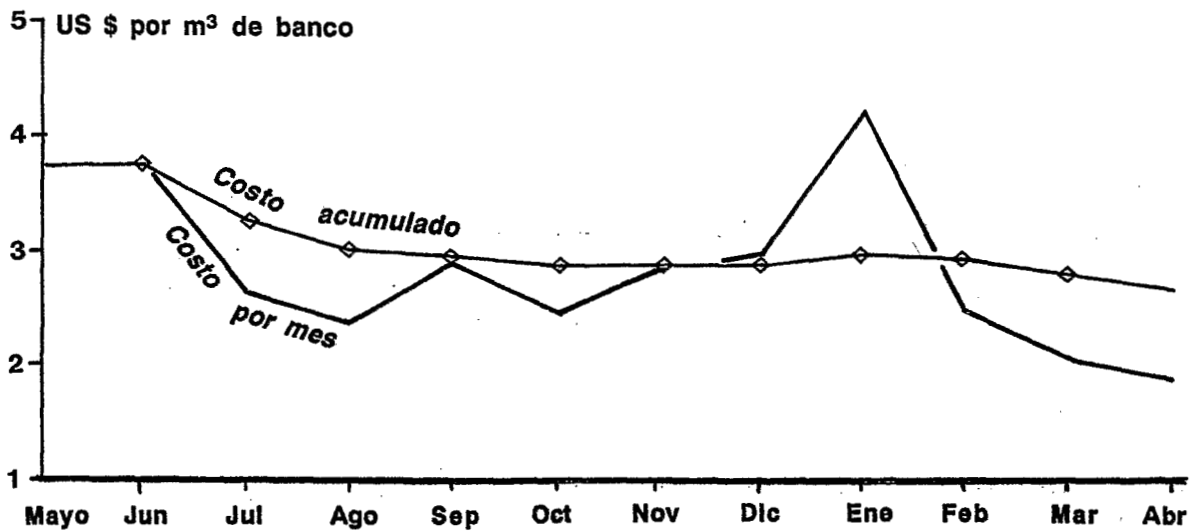


Fig. 11: Variación del costo de explotación por metro cúbico (mayo 1990-abril 1991)

Con este sistema se ha elevado la producción a 60.000 m³/mes de grava en banco. Entre las ventajas está la observación directa del contacto roca base-grava aurífera, evitando la dilución. Además se puede hacer una preclasificación de bloques en la frente de trabajo y mejorar la dosificación de la alimentación a la planta. Se aumentaron las horas máquina pero esto fue compensado por un incremento de la productividad. Se preclasifica el 20% de bloques del volumen extraído y se deposita en la misma frente de trabajo, el equivalente al esponjamiento.

Con el sistema de extracción en húmedo se operó desde mayo a noviembre de 1990 y con el mixto de diciembre hasta la fecha actual (abril 1991).

En los gráficos costo/mes (fig. 11) y extracción de MCB (Metros cúbicos de banco)-mes (fig. 12), se puede observar las tendencias. La excepción es el mes de enero, en el cual hubo problemas operacionales por daños en la excavadora.

- 4) Relleno: de las escombreras laterales y sobre el relleno dejado por el material evacuado por la banda transportadora y colas, se procede al relleno con buldozer para de esta manera restituir el terreno, y la posterior rehabilitación del suelo. El costo por m³ rellenado es de \$0.25.

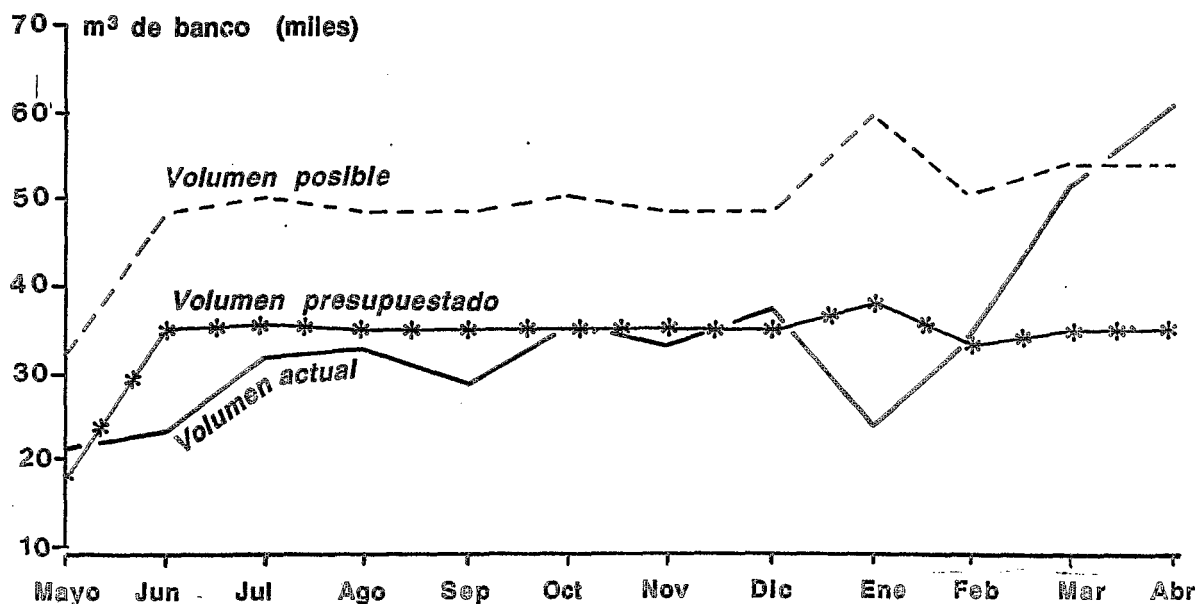


Fig. 12: Evaluación de la extracción de m³ de banco por mes (mayo 1990 - abril 1991).

PROCESAMIENTO DE LA GRAVA AURIFERA

El lavado de la grava se efectúa en la planta flotante (fig. 13) que consta de parrilla, tolva de alimentación, trommel, banda transportadora, hidrociclones, jigs, Knudsen Bowl y bombas, armados en una estructura primaria y todo el conjunto sobre un pontón de 16 x 12 x 1.8 m dividido en compartimentos interconectados entre sí, para la ventilación.

La clasificación primaria se realiza en parrilla fija. Los rieles, distribuidos en abanico, separados 25 y 30 cm, tienen un área total de 10,5 m², de la cual el 85% es de área libre para el paso de grava. A la misma se alimenta 100 m³/h. Aquí se clasifican los bloques > a 30 cm que constituyen el 5%, los cuales se evacúan por un canalón hacia la piscina de flotación. Para el lavado se utilizan dos monitores de alta presión (50 psi).

La clasificación secundaria se hace en trommel de 10 m de largo y 1.6 m de diámetro, construido con planchas de acero de alta resistencia al desgaste con perforaciones cónicas de 9 a 12 mm y un tubo interior con boquillas para la salida del agua a 50 PSI.

Los materiales de menos de 30 cm y mas de 9 mm, que son el 60% del total de volumen alimentado a la planta (VTA), se evacúan por la banda transportadora y la pulpa de menos 9 mm que es el 35% (VTA) pasa a separación gravimétrica. El trommel está accionado por cadena con motor de 30 kW; tiene una gradiente del 8% y gira sobre ruedas a 17 rev/min. La banda transportadora, ubicada en la popa de la planta, tiene una longitud de 21,8 m de largo, 1 m de ancho y 4 de inclinación.

El deslamado se hace en hidrociclón tipo Vulcone D-660-B con niple de alimentación de 12" y de rebosadero de 12" y un apex de 8" de diámetro. Es alimentado por una bomba de preconcentrado desde el colector de criba con un 35% de sólidos (VTA). El rebosadero elimina agua y sólidos en un 5%. El 30% pasa a través de un cono distribuidor a los jigs primarios.

La separación gravimétrica se realiza en 8 jigs primarios rectangulares tipo Panamerican, distribuidos en cuatro unidades de dos jigs en batería con dos celdas cada uno. Las celdas de 1,22 m x 1,067 m y la malla de fondo de 6 x 6 mm, la cama de elementos pesados y livianos tiene una altura de 6 cm y está formada por perdigones de plomo de 7 mm de diámetro y jaseroide con hematita. El ritmo de pulsación es de 156 gol/min, para una carrera de golpeo de 15 cm. La taza de reducción volumétrica es de 30 a 1. La pulpa de los jigs primarios es evacuada al colector y mediante una bomba de sólido al hidrociclón secundario que deslama luego al jig secundario, de tipo Panamerican 1,22 x 1.067 m con malla de 6 x 6 m, las camas son similares al primario y el golpeo es de 160 para un recorrido de 5 cm. La taza de reducción volumétrica es de 10 a 1.

La concentración se hace en un concentrador centrífugo (Knudsen Bowl) de 65 cm de diámetro y 35 cm de profundidad. Trabaja a 103 rpm accionado por un motor de 1/2 HP. No de flujo continuo, se descarga cada 8 a 12 horas. Se alimenta con una bomba 44 GPM de sólidos accionada por un motor de 1 HP. Se transporta de la planta al Cuarto de Concentrados 16 a 24 kg de sedimento pesado por día, lo que da una tasa de reducción volumétrica de 20 a 1.

Las colas del Knudsen Bowl se tratan en un jig terciario tipo Denver duplex con 2 celdas de 30 x 45 cm. La malla de fondo es de 3 x 3 mm. La primera celda recircula al Knudsen y de la segunda, junto con las colas se evacúa a la piscina. Opera con 280 golpes/min y un recorrido de 5 mm. La cama de pesados de perdigones de plomo 4 mm de diámetro es de 4 cm y 2 cm de la de arena.

A la planta ingresa agua de baja presión por la bomba de jigs, ubicada a babor, que succiona 2500 gal/min de la piscina de flotación y está accionada por un motor de 45 kW. La línea de alta presión de agua es alimentada por la bomba de boquillas y monitores, ubicada a estribor que succiona 2100 gal/min y tiene un motor de 75 kW. El consumo de agua para el lavado es de 4.7 m³ por cada metro cubico de grava.

Todas las colas y rebosaderos son evacuados por canalones a babor y estribor, hasta los colectores en popa, luego mediante bombas de 220 GPM con motores de 30 kW. Se evacúa por tubería paralela a la banda transportadora hasta la piscina de colas tras la pantalla de filtración. El agua filtrada retorna a la piscina de flotación.

La densidad de agua máxima establecida para el agua de la piscina de flotación es de 1.03; pasada esta, afecta al proceso con pérdidas de oro > 80 mallas.

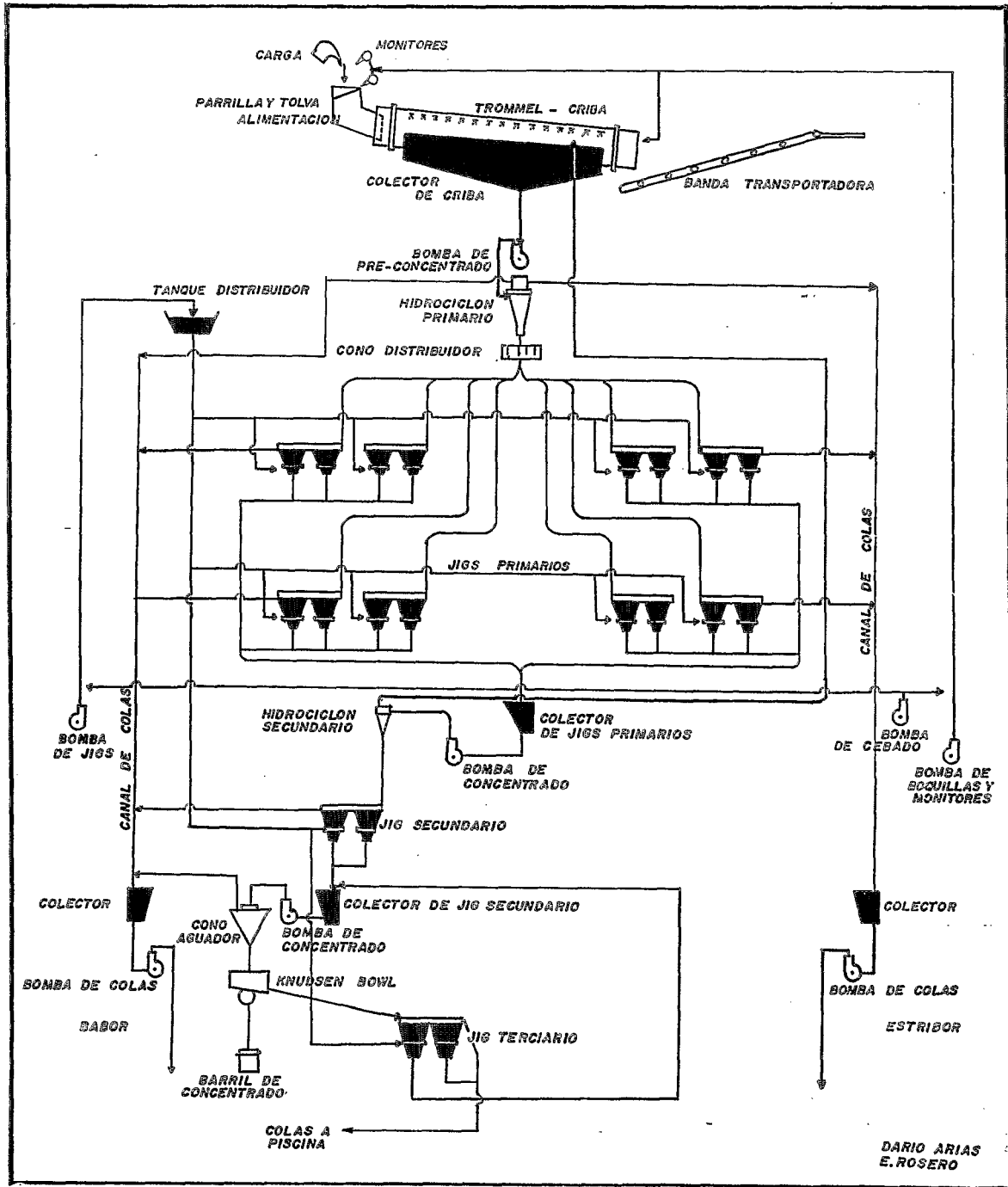


Fig. 13: Flujograma de la planta flotante de lavado.

La energía proviene de tres grupos electrógenos impulsados por motores Diesel ubicados en tierra, cuyas características técnicas son: Voltaje de generación 480 voltios, potencia activa 205 kW a un factor de potencia de 0.8, trifásico a cuatro hilos. Operan dos grupos simultáneamente, el otro es de reserva.

La energía llega a la planta a través de un cable tripolar flexible submarino, una tensión de 4160 voltios que es tomada de la línea aérea de transmisión, generadores-planta, la toma es

variable de acuerdo a la posición de la planta. La tensión que llega a la planta se baja mediante un transformador reductor a 460 voltios, tensión a la cual funcionan en su mayoría las cargas eléctricas. También existen cargas que funcionan a tensiones de 220 y 120 voltios, por lo que se dispone de un transformador para lograr estas tensiones, que es el alumbrado y el taller en planta. En la planta se dispone de un panel eléctrico donde se ubica el tablero de control, en él se localiza la protección general del sistema. La planta consume 320 kWh, con lo que el consumo de energía por m³ de grava aurífera lavada es de 3,2. kW.

El mantenimiento tiene su apoyo en el taller de mecánica, eléctrico y soldadura. La planta opera durante 24 horas todos los días del año. La operación real de la planta está definida por las pérdidas de tiempo. Tomando como ejemplo el mes de mayo de 1991, que contaba con 720 posibles horas de trabajo, se trabajaron de manera efectiva 608,30 horas, sea el 84,49%

RECUPERACION DEL ORO Y FUNDICION

Los equipos de recuperación de oro a partir de concentrados y de igual forma la fundición, operan como unidad independiente (fig. 14).

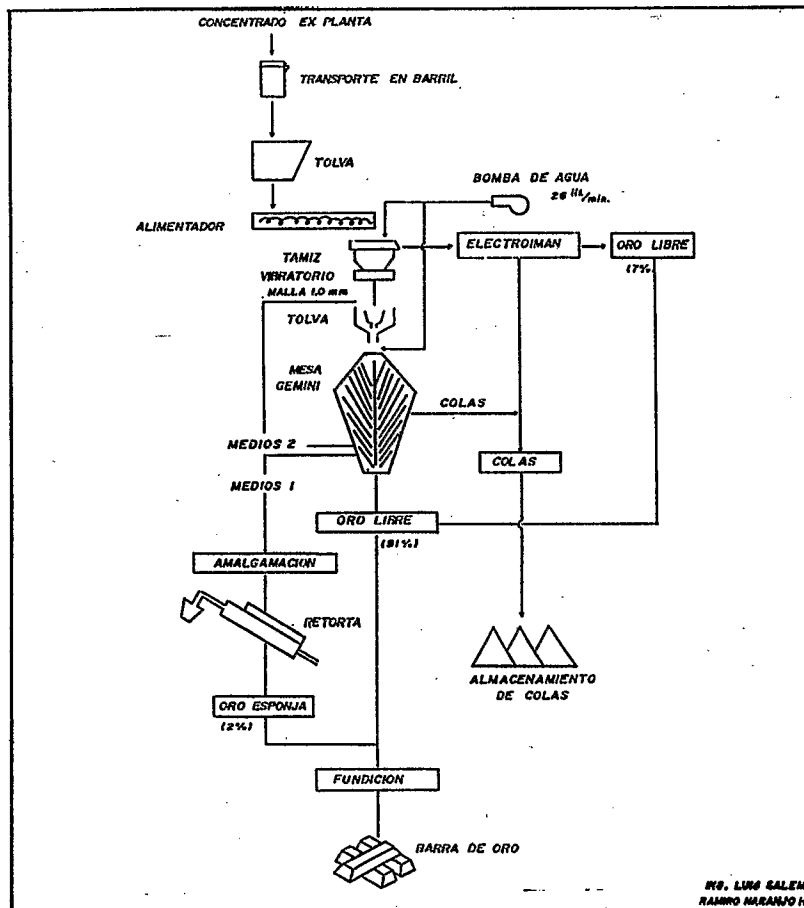


Fig. 14: Flujograma del cuarto de concentrado.

Para la separación de oro libre, se utiliza tolva de carga, alimentador sin fin, clasificador vibratorio y mesa de concentración Gémini, las colas de la mesa se pasan a un amalgamador de barril.

Aproximadamente el 98% de oro se recupera por métodos gravimétricos y el 2% por amalgamación.

El oro libre más la amalgama se funde en un horno tipo Morgan y se obtiene las barras de ebulión.

A MODO DE CONCLUSION: REPRESENTACION ESQUEMATICA DE LAS OPERACIONES EN MINA RIO CHICO.

Las operaciones de extracción, concentración y fundición del oro están representadas en la figura 15.

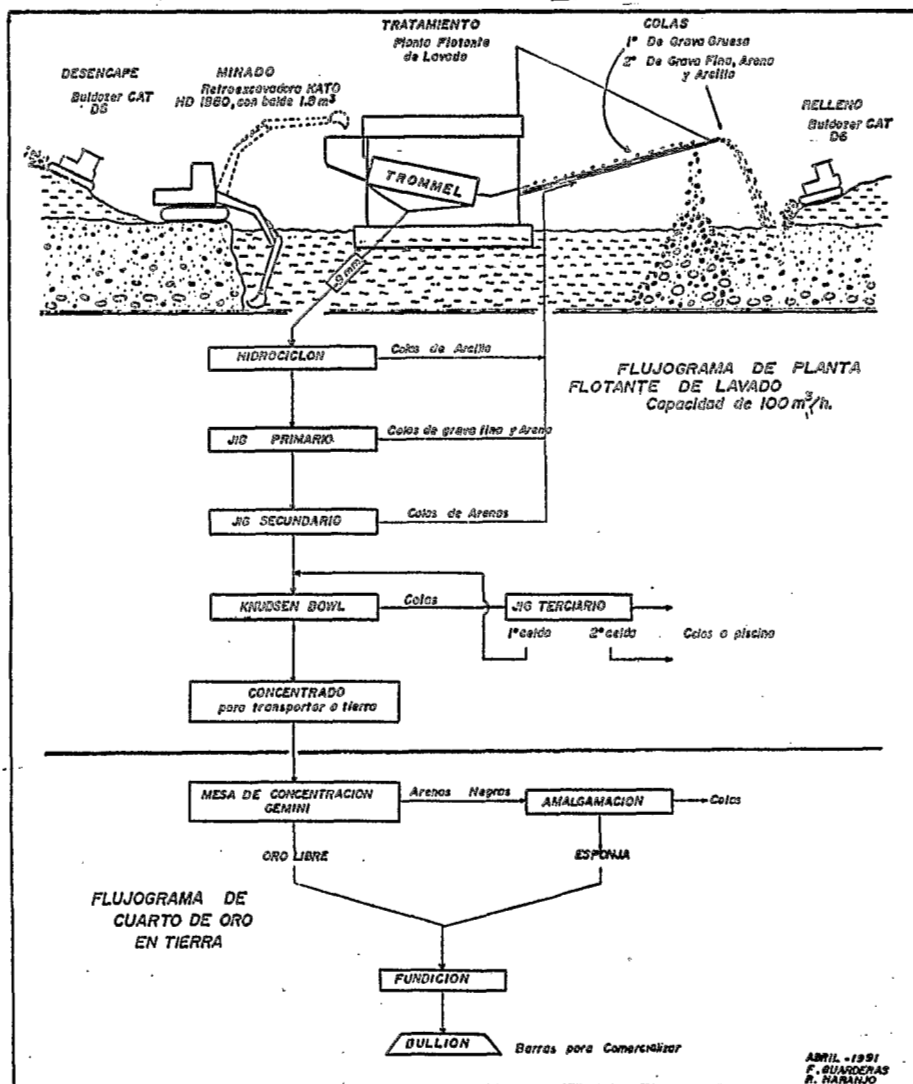


Fig. 15: Representación esquemática de las operaciones en Mina Río Chico