

Nombre de veta	Nombre de bloque	Ancho de veta (m)	Recuperación (%)	Porcentaje de dilución			Ley de estéril (g/t)	
				Sin ley	Con ley	Total	Au	Ag
A-1	(1)~(4)	4.8	100	10	15	25	1.488	45.312
A-2	(1), (2)	4.9	100	15	10	25	0.992	30.208
A-3	(1), (2)	2.0	100	15	15	30	1.240	37.760
A-4	(1), (2)	2.7	100	15	15	30	1.240	37.760
B-2	(1), (2)	2.6	100	10	30	40	1.860	56.640
B-3	(1), (2)	1.3	100	20	20	40	1.240	37.760
B-4	(1)	1.6	100	0	50	50	2.480	75.520
B-5	(1)	1.4	100	20	20	40	1.240	37.760
C-1	(1), (2)	4.9	100	10	10	20	1.240	37.760
D-1	(1), (2)	2.2	90	20	10	30	0.827	25.173
D-2	(1), (2)	2.2	100	10	30	40	1.860	56.640
D-3	(1)	2.6	100	0	20	20	2.480	75.520
D-4	(1)	2.4	100	0	20	20	2.480	75.520
Z-1	(1)~(4)	4.4	95	5	15	20	1.860	56.640
Z-2	(1), (2), (4)	8.8	95	5	15	20	1.860	56.640
Z-2	(3)	8.8	90	5	15	20	1.860	56.640
Z-3	(1)~(3)	4.2	95	5	15	20	1.860	56.640
Laboreo			100			25	1.653	50.347
Chica		<1.0	100	50	0	50	0.000	0.000
Polisuelo			95			22	1.653	50.347
Negro			90			15	0.000	0.000

A-1 - Z-3 son los nombres de los criaderos de mineral.

Porcentaje de dilución con ley bZ
 Porcentaje de dilución total wZ
 Cantidad total de metales TMkg
 Cantidad de metales de cut-off CMkg
 Reserva de mineral total TKt
 Reserva de mineral de cut-off CKt
 Ley de estéril $G = (b/w) \times ((TM - CM) / (TK - CK)) \times 1.000$
 (corrección de unidad)

4.4.2 Fórmula de cálculo básico de reserva de mineral arrancado explotable

Reserva de mineral explotable:

Reserva de mineral x recuperación de reserva de mineral

Reserva de mineral arrancado explotable:

Reserva de mineral explotable / (1 - porcentaje de dilución)

Reserva de mineral de estéril:

Reserva de mineral arrancado explotable - reserva de mineral explotable

Cantidad de metales en estéril:

Reserva de mineral de estéril x ley de estéril

Cantidad de metales explotables:

Cantidad de metales de reserva x recuperación de reserva de mineral x cantidad de metales de estéril

Ley explotable:

Cantidad de metales explotables / reserva de mineral arrancado explotable

Ley explotable del criadero de mineral:

Cantidad total de minerales explotables / cantidad total de reserva de mineral arrancado explotable

4.5 Diagrama de corte para el cálculo de reserva de mineral

4.5.1 Diagrama explicativo para el cálculo de reserva de mineral en la zona Alto de la Blenda

En la Fig. 04-003 se muestra el diagrama explicativo para el cálculo de reserva de mineral en la zona Alto de la Blenda. En la zona Alto de la Blenda, entre las 5 vetas mencionadas al principio de este capítulo, existen 4 vetas de Laboreo, Chica, Portezuelo y Esperanza con excepción de Farallón Negro. Desde la superficie plana y el corte transversal, se puede identificar la relación de posiciones. El criadero de mineral Champion, que se llamó B-1 en el cálculo de reserva de mineral del año anterior fue dividido en los criaderos de mineral 2-1, 2-2 y 2-3. Esto es un procedimiento para cambiar el método de explotación según los respectivos criaderos de mineral.

4.5.2 Diagrama de corte para el cálculo de reserva de mineral

En la Fig. 04-004, se muestra el diagrama de corte de la reserva de mineral arrancado explotable en la zona Alto de la Blenda, y en la Fig. 04-005 se muestra el diagrama de corte de la reserva de mineral arrancado explotable en la zona Farallón Negro. Los números de cada bloque de minerales indican el número del bloque de minerales, la reserva de mineral, la ley de oro y la ley de plata.

4.5.3 Diagrama espectral

La Fig. 04-006 indica, en una superficie plana, la superficie de la tierra de la veta Esperanza y el alcance de cálculo de reserva de mineral en los 3 niveles principales, y es el diagrama clasificado por color según la ley convertida a oro de cada muestra. Los niveles son, de arriba abajo, la superficie de la tierra, +52m, -33m y -108m. Los colores rojo, amarillo y verde indican las leyes convertidas a oro de más de 7,0g/t, 7,0-5,0g/t y 5,0-3,0g/t, respectivamente. Las Figs. 04-007 y 04-008 indican la clasificación por color por la misma método que la Fig. 04-006 de acuerdo con las leyes convertidas a oro de cada bloque de minerales utilizando el diagrama de corte de la reserva de mineral arrancado explotable de la zona Alto de la Blenda.

5. EXPLOTACION MINERA

5.1 Generalidades

En la mina Farallón Negro se explota el mineral para alimentar la planta de beneficiación mediante la excavación en los túneles y el mineral para la lixiviación en pila mediante la excavación del mineral de baja ley de las afloraciones a cielo abierto.

La excavación en los túneles se vino realizando durante más de diez años desde la iniciación de las actividades en los yacimientos de Farallón Negro, pero las reservas de este yacimiento está disminuyendo cada año. Según cálculos realizados en junio de 1991, las reservas existentes son de 490.000t (el grado de cut-off de Au 3g/t) con una ley de 4,4g/t de Au y 86,4g/t de Ag y se ha informado que la reserva de mineral crudo explotable con una ley de oro de 6g/t es de aproximadamente 130.000t.

Al mantenerse el volumen de extracción actual de mineral de este yacimiento de aproximadamente 45.000t/año, el período operable sería de apenas unos dos años y medio.

Por otra parte, en relación al yacimiento de Alto de la Blenda que constituye el principal objeto del proyecto de desarrollo de esta oportunidad, se iniciaron realmente los estudios de exploración con la cooperación técnica del Gobierno de Japón y según los resultados obtenidos hasta junio de 1991, las reservas de mineral según cálculos estimativos de reserva realizada por Japón es de 1.450.000t (el grado de cut-off de Au 3,0g/t) con una ley de 6,5g/t de Au y 127,1g/t de Ag y la reserva de mineral crudo explotable es de 1.460.000t con una ley de oro de 5,8g/t. (Tab. 04-001)

El yacimiento Alto de la Blenda que constituye el objeto del presente proyecto de desarrollo, además de compensar la caída de producción del yacimiento Farallón Negro, la principal extracción del mineral para aumentar la producción está pasando al yacimiento Alto de la Blenda y desde 1988 se iniciaron los preparativos de extracción del yacimiento Laboreo y actualmente está ya operando con una escala de 45.000t anuales.

5.1.1 Condiciones actuales de operación

La explotación de galería del mineral para alimentar la planta de beneficiación se está llevando a cabo tanto en el yacimiento Farallón Negro como Alto de la Blenda y la explotación se realiza por el método de corte y relleno mediante la combinación de la perforación con perforadoras con pie, carga del mineral con recogedor y transporte con vagonetas. En los últimos años, la producción anual de los respectivos yacimientos fue de 45.000t con un total promedio de aproximadamente

90.000t. Actualmente, las reservas del mineral objeto de explotación tiende a disminuir debido a que el yacimiento de Farallón Negro está en su etapa final de explotación según se ha citado anteriormente y la explotación principal se está desplazando hacia el yacimiento Alto de la Blenda.

En cuanto al mineral para lixiviación en pila se está explotando a razón de aproximadamente 40.000t anuales desde las afloraciones de una parte del yacimiento Farallón Negro y Alto de la Blenda mediante la combinación de perforadoras sobre vagón, perforadora con pie, carga con cargadores sobre neumáticos y transporte con camiones.

Datos de la operación del año fiscal 1990

	Mineral para ali- mentar la planta de beneficiación	Mineral para la lixiviación en pila
Explotación anual		
Farallón Negro	47.600t	37.100t
Alto de la Blenda	39.700t	
Total	87.300t	37.100t
Días de operación	260 días	260 días
Extracción diaria	330t/d	140t/d
Cantidad de rajos	16 rajos	
Extracción media por rajo	21t	
Personal	214 personas	9 personas
Cantidad de turnos de operación	3 turnos	1 turno

5.1.2 Selección del método de explotación

El macizo mineral es de aspecto filoniano con un ancho de veta de 1m - 20m distribuido en forma alargada en una extensión de 1.200m de noroeste-sudeste. Por lo tanto, salvo la parte próxima a la superficie, es imposible la explotación a cielo abierto. Teniendo en consideración que una parte de la veta Laboreo está ya explotándose por galerías y se está iniciando la extracción del mineral, se adoptará el método de explotación por galerías.

Las vetas son sólidas pero debido a que en el estrato superior de la veta Esperanza y veta Portezuelo existen paralelamente bandas fracturadas de monzonita alterada argilizada y frecuentemente se pone en contacto con la veta, se juzga que en estas zonas sería difícil mantener los rajos de excavación durante largo tiempo después de la explotación y se considera apropiada la explotación en torno al método de corte y relleno.

Sin embargo, en los sectores de filones prominentes de la veta Esperanza que no esté en contacto con la zona fracturada de monzonita alterada argilizada del techo, se recomienda el método de explotación escalonada de subnivel que es el método de explotación de alto rendimiento sin relleno.

Debido a que el ancho de la veta presenta ensanchamientos y adelgazamientos entre 1 - 20m (promedio de aproximadamente 3m) salvo la parte prominente de la veta Esperanza, existen irregularidades de la ley y se hace necesario la explotación y extracción selectiva. Por lo tanto, se requiere un método de explotación que se adapte flexiblemente a estas situaciones y en este aspecto, el método de corte y relleno satisface dichas exigencias. Asimismo, aunque existen ciertos temores para adoptar el método de explotación escalonada de subnivel en la parte prominente de la veta Esperanza, debido a que mediante la introducción del sistema de explotación sin rieles en la galería se posibilita el cambio del método de explotación por la mitad, hay justificativo suficiente como para intentarlo como método de explotación de alto rendimiento. Como razones de la introducción del sistema sin rieles, se citan los siguientes.

- (1) Es necesario que se realice normalmente y eficazmente el suministro de materiales de relleno por el método de corte y relleno. Para ello, lo más apropiado es el método de corte y relleno mecanizado con el sistema de rampas sin rieles de fácil desplazamiento y acumulación del estéril de excavación.
- (2) Debido a que se trata de la explotación del mineral de una ley más bien de baja, es necesario que se limite al mínimo el costo de explotación. Para ello, se requiere un método de explotación de alto rendimiento.
- (3) Ya se han excavado las rampas sin rieles de gran sección desde las instalaciones principales fuera de galería hasta la parte inferior del centro de la veta Esperanza y es fácil la introducción y transporte de máquinas sin rieles.
- (4) En el caso del grupo de rajos de excavación de la veta Laboreo que ya está operando en forma parcial, es fácil el cambio del método de explotación comunicando las rampas sin rieles.
- (5) En todos los niveles, es difícil proceder al cambio de método en los rajos que adoptan el sistema de explotación escalonada de subnivel donde es posible el acceso desde las rampas sin rieles al sistema de explotación por el método de corte y relleno.

5.1.3 Valores básicos del proyecto

(1) Volumen de extracción

El yacimiento Alto de la Blenda es un yacimiento filoniano que tiene una longitud de 1.200 m en el sentido del rumbo con una diferencia de altura de aproximadamente 200 - 250m y con un ancho medio de veta de 3m. El área del yacimiento del nivel intermedio principal previsto para la explotación por el método de corte y relleno calculado sobre la base de la reserva de mineral crudo explotable es de 1.500m².

Por otra parte, suponiendo que el área promedio del rajo de corte y relleno (incluyendo los rajos comunicados) fuera de 300m², la cantidad de rajos que puedan explotarse en cada nivel serían 5 rajos. La cantidad máxima de rajos que puedan establecerse simultáneamente en los 4 niveles de todo el yacimiento Alto de la Blenda sería de 20 rajos. Si se calcula el volumen medio de extracción por rajo de corte y relleno de estas características, se obtiene por experiencia el valor de 20t/d y por lo tanto, el volumen de extracción diaria desde los rajos de corte y relleno se estima en alrededor de 400t como valor seguro. En cambio, sumando el volumen de extracción diaria desde el yacimiento de explotación escalonada de subnivel de alrededor de 130t/d, sería razonable suponer que la cantidad de explotación del yacimiento Alto de la Blenda sería de unas 500t/d.

La capacidad de procesamiento de la planta de beneficiación es de 450t/d x 300 días = 135.000t/año. Teniendo en consideración los días de operación en las galerías calculados en 265 días, la producción de las galerías incluyendo ambas explotaciones sería del orden de 509t/d.

Se ha fijado un plazo de 3 años como período de preparación hasta que el proyecto quede encaminado y alcance la escala de producción 135.000t/año, habiéndose previsto 90.000t/año para el primer año, 105.000t/año para el segundo año y 120.000t/año para el tercer año, incrementándose la producción conforme al desarrollo de la mina y el aumento de los rajos de explotación para alcanzar las 135.000t/año en el cuarto año de la iniciación del presente proyecto y luego continuar durante 9 años con esta escala. (Tab. 05-001)

(2) Personal

El aumento drástico del personal actual, se considera difícil para esta mina que depende del estado. En consecuencia, siendo necesario planificar el aumento de producción sin causar grandes variaciones en el rol actual del personal, la falta de personal durante las obras de desarrollo deberá resolverse subcontratando las obras. Después de concluir el proyecto de aumento de producción, es fundamental que se reduzcan las diversas tareas accesorias y se eleve el rendimiento mediante la adopción del método de explotación sin rieles, con la idea de evitar en lo posible el aumento del personal.

(3) Valores básicos del proyecto

Los valores básicos del proyecto de explotación son los siguientes.

	Mineral para alimentar la planta de beneficiación	Mineral para la lixiviación en pila
Volumen de mineral crudo explotable objeto de la explotación	1.530.000 (t)	541.483 (t)
Volumen de extracción anual	135.000 (t)	90.000 (t)
Días de operación anual	265 (d)	265 (d)
Extracción diaria	509 (t)	340 (t)
Escalonada de subnivel	132 (t/d)	
Corte y relleno	377 (t/d)	
Cantidad media de rajos de corte y relleno	15 (rajos)	
Volumen medio de extracción por rajo	25 (t/d)	
Personal	160 personas	9 personas
Turnos de operación diaria	3 turnos	1 turno

5.1.4 Estructura de armazones de galería

Según los resultados del cálculo de reservas, el fondo de los filones de la zona del yacimiento Alto de la Blenda que es el objeto del presente proyecto de desarrollo, en el caso de la veta Laboreo está a alrededor del nivel -100m, en la veta Portezuelo a alrededor del nivel -70m y en la veta Esperanza a alrededor del nivel -70m y en la veta Esperanza a alrededor del nivel -150m. Sin embargo, en la veta Laboreo y la veta Portezuelo están aún sin explorarse debajo de los niveles indicados. Además, según

estudios realizados hasta el presente, desde alrededor del nivel -135m de la veta Esperanza se estima que disminuye tanto el ancho del filón como la ley. Por las razones indicadas, en el presente proyecto de desarrollo, se ha fijado como objeto la explotación del nivel superior a -100m de la veta Laboreo, superior al nivel -70m de la veta Portezuelo y superior al nivel -135m de la veta Esperanza.

En cuanto a la estructura de armazones de galería, se desarrollarán las chimeneas de ventilación principal, chimeneas de extracción de mineral, chimeneas para relleno, rampas de comunicación entre los principales niveles intermedios, etc. en torno a la rampa central sin rieles existente y la rampa sin rieles troncal a excavarse en el bloque Esperanza. Se tratará de que puedan usarse simultáneamente los métodos convencionales utilizando las galerías existentes con rieles tendidos.

El mineral desde el interior de la galería se transportará al exterior de la galería concentrándose en la rampa central sin rieles existente. Además, esta rampa central será el medio de ventilación, transporte de personal y de los equipos y materiales, mientras que las instalaciones convencionales se utilizarán como complemento. (Ver Fig. 5-1, 5-2)

En el sistema NO-SE que es objeto del presente proyecto de desarrollo, el grupo de vetas de Alto de la Blenda que se distribuyen en forma alargada dentro de un alcance de 1.200m, se dividirá en dos bloques en la parte del nudo para formar el bloque de la veta Laboreo y veta Portezuelo y el bloque de la veta Esperanza, iniciando las obras sin rieles partiendo del bloque de la veta Esperanza para luego avanzar hacia el bloque de la veta Laboreo y veta Portezuelo.

Galería principal de nivel intermedio: En todos los bloques, se fija como base una separación de niveles de aproximadamente 30 - 35m entre la galería principal de nivel intermedio que sirve como base para la exploración y desarrollo, y con respecto a las galerías que están parcialmente excavadas en los niveles +52m, +46m, 0m, -33m y -108m, se utilizarán en la forma más eficaz posible.

Galería de comunicación entre distintos niveles: Se excavarán las rampas sin rieles a lo largo del piso de la veta para usarse como galería para diversos servicios como transporte del personal, transporte de materiales, instalación de tuberías de aire comprimido y tuberías de hierro del agua para perforación, etc. y al mismo tiempo se utilizarán como galerías de ventilación. Los accesos hacia los rajos, se abrirán oportunamente desde las rampas sin rieles que comuniquen entre los distintos niveles.

Transporte del mineral fuera de galería: El mineral será totalmente transportado hacia el exterior de la galería desde la rampa central sin rieles con camiones volcadores de 8t. Por lo tanto, en las proximidades del fondo de la rampa central sin rieles de la galería, se instalarán las tolvas de almacenamiento de la galería e instalaciones de carga del mineral.

Chimenea principal de mineral: Se excavarán desde la parte inferior de la rampa central sin rieles hacia fuera del yacimiento. El mineral desde distintos rajos, se cargarán directamente en estas chimeneas principales a los volcadores de transporte de carga (LHD) para acumular el mineral en la tolva de almacenamiento de la galería. Con respecto a los rajos cuya distancia de transporte a la chimenea principal de extracción de mineral exceda los 400m, se cargará en la chimenea de extracción de mineral auxiliar excavada separadamente desde el nivel intermedio y se recolectará el mineral en la chimenea principal del nivel intermedio con vagonetas arrastradas por locomotoras a batería. La carga se efectuará selectivamente según cada caso por embudo o mediante la carga directa en vagonetas desde los volcadores de transporte de carga.

Chimenea para relleno: Se excavará fuera del yacimiento en el centro del bloque de la veta Laboreo, veta Portezuelo y el bloque de la veta Esperanza. Como estéril para relleno se utilizará en lo posible los escombros de exploración y desarrollo y para cubrir la parte faltante se suministrará la tierra extraída fuera de galería. El relleno del rajo de excavación se extraerá y se transportará con el volcador de transporte de carga (LHD) desde la chimenea de relleno para rellenar los rajos. Además, en este caso, se ingeniará una estructura de derivación que permita extraer eventualmente el estéril de relleno en distintos niveles.

Chimenea de ventilación y galería de ventilación: En la zona de Alto de la Blenda, la ventilación natural se produce en la forma de aspiración superior y extracción inferior solamente durante 2 - 3 meses del verano cuando se eleva la temperatura del aire exterior de la galería, pero debido a que en las demás estaciones se produce la aspiración inferior y extracción superior, básicamente tendrá un sistema de ventilación de aspiración inferior y extracción superior que permite variarse la dirección según las estaciones. La ventilación producirá la entrada del aire hacia los rajos desde los 3 chimeneas de ventilación y las rampas de comunicación entre niveles o la galería principal del nivel intermedio, mientras que la extracción desde los rajos se producirá a través de los pozos de extracción de diversos bloques. En el nivel +46m del bloque de la veta Laboreo y veta Portezuelo y en las proximidades de la bocamina de la superficie del bloque de la veta Esperanza se instalarán los ventiladores principales para la ventilación forzada, en tanto que para la ventilación de los rincones en los respectivos rajos se utilizarán los

ventiladores locales.

5.2 Proyecto de desarrollo

El yacimiento Farallón Negro (zona de Farallón Negro y zona de Alto de la Blenda) se está explotando actualmente con una escala de 350t/d, pero debido a que en la zona de Farallón Negro no queda más que una reserva de aproximadamente 120.000t, al continuar la operaciones se producirá irremediablemente la reducción de producción como se ha dicho anteriormente y ya se está observando una tendencia de gradual disminución de producción. En la zona de Alto de la Blenda ya se está explotando con una escala de 4.000t/mes principalmente en la veta Laboreo, pero el método de explotación adoptado es el sistema de corte y relleno tradicional. Para compensar la caída de producción y estructurar el esquema de aumento de producción, es necesario que se mantenga la extracción de 4.000t/mes de la zona de Laboreo y se inicie rápidamente el desarrollo de los demás bloques. Para ello, sería deseable que se consolide la organización de explotación inicial que tenga como objeto la veta Esperanza cuya ley es segura y más bien alta dentro de esta mina y luego desarrollar los rajos del bloque de la veta Laboreo y veta Portezuelo.

Según lo explicado en la parte de la estructura de armazones de galería, deberá realizarse la excavación de la rampa troncal sin rieles en el bloque Esperanza y tratar su desarrollo en torno a ésta. En cuanto al volumen de desarrollo, es necesario que se considere la posibilidad de alcanzar las posiciones previstas de rajos de excavación en distintos niveles dentro de un plazo sumamente corto de 2 - 4 años y desarrollar simultáneamente los rajos que estén a corta distancia, de manera que la disposición de estéril por el avance de la excavación se vaya consumiendo con el relleno de los rajos de excavación y controlando de tal forma que se mantenga el alto rendimiento del desarrollo. Además, considerando que la mina tiene suficiente experiencia de explotación y dispone de equipos y materiales que pueden soportar las operaciones, se aprovecharán eficazmente estos materiales adoptando para la nueva zona de desarrollo el sistema sin rieles que está mundialmente reconocido como sistema de alto rendimiento y ofrece la ventajas citadas anteriormente para acelerar el desarrollo y elevar el rendimiento de la explotación.

5.2.1 Obras troncales de galería

Rampa principal y comunicación entre niveles principales

Rampa principal: Se excavará la rampa en la zona próxima al macizo mineral Z-2 (Tab. 05-001, Fig. 04-003) de la veta Esperanza. El punto de iniciación de la excavación de la rampa, pasará por el nivel -108m y nivel -33m que es la rampa principal de transporte de mineral existente y

llegará finalmente hasta el nivel +52m. En cambio, en la zona de la veta Portezuelo se comunicará desde el nivel -70m (nuevo) hasta el nivel -33m y en la zona de la veta Laboreo se comunicará desde el nivel -108m al nivel -33m. Asimismo, para el uso común por ambas zonas, se establecerá la rampa entre los niveles -33m y +52m. Dentro de estas rampas, las que tienen mayor utilidad y más alto grado de emergencia es entre los niveles -108m y -33m de la rampa Esperanza y entre -70m y 0m entre Portezuelo y Laboreo. La apertura de esta galería es la obra que constituye del paso crítico para lograr el aumento de producción.

Las especificaciones de las rampas y galerías son las siguientes.

Rampa central Esperanza: Ancho 3,5m x altura 2,7m, pendiente
1/5 - 1/6, longitud 900m

Rampa de comunicación Esperanza - Laboreo: Ancho 3,3m x altura 2,5m,
pendiente 1/5 - 1/6, longitud 200m

Rampa de comunicación de la zona de la veta Laboreo entre los
niveles -108m y -33m: Ancho 3,3m x altura 2,5m,
pendiente 1/5 - 1/6, longitud 425m

Rampa de comunicación Laboreo - Portezuelo: Ancho 3,3m x altura 2,5m,
pendiente 1/5 - 1/6, longitud 475m

Galería principal de nivel intermedio: Además de desarrollar los niveles existentes de +52m, +46m, 0m, -33m y -108m, se establecerá como nivel intermedio el nivel de -70m para que sea el nivel de iniciación de la excavación de galería para los rajos del yacimiento de la parte este de Esperanza y oeste de Portezuelo.

Para el desarrollo horizontal de los niveles existentes y el nuevo nivel se utilizarán principalmente los equipos e instalaciones existentes y se realizarán los trabajos con los métodos tradicionales (perforadora con pie, cargadores, baterías, vagonetas, etc.). Sin embargo, después de la excavación serán los que puedan usarse en común con el sistema sin rieles para posibilitar el uso de máquinas sin rieles. En los lugares de conexión con la red sin rieles, se instalarán los respectivos lugares de viraje de maquinarias e instalaciones de lubricación.

Rampa central para extracción de mineral: Se utilizará la rampa central existente. Hasta el fondo de la rampa se efectuará el desarrollo horizontal y se excavará y se instalará la plataforma de carga de la chimenea principal y la plataforma de viraje de camiones.

Chimenea principal de extracción de mineral: En el bloque de la veta Esperanza se excavarán dos chimeneas en total, una de 180m en la parte central y otra de 180m en la parte este y en el bloque de la veta Portezuelo - Laboreo se excavará una de 160m respectivamente fuera del

yacimiento. Las chimeneas que requieran la excavación de larga distancia, se excavarán con la Jaula Alimak, pero en el caso de no existir urgencia, se comunicarán conectando pozos cortos utilizando los métodos convencionales que sean convenientes para cada caso en particular para el avance de la explotación del rajo.

Las especificaciones de las chimeneas son las siguientes.

Chimenea por Jaula Alimak:

Sección 2m x 2m, pendiente 60° - 80°

Chimenea convencional:

Sección 2m x 1,5m, pendiente 60° - 70°

Chimenea de relleno: En el bloque de la veta Esperanza, se excavarán una chimenea de 200m en la parte central (hasta la superficie de la tierra) y en el bloque de la veta Laboreo una de 170m (hasta la superficie de la tierra), en ambos casos fuera del yacimiento.

Chimenea de ventilación: Se reforzarán parte de las chimeneas de ventilación actualmente en uso o excavando chimeneas nuevas, disponiendo finalmente las chimeneas de ventilación que se comuniquen con el bloque Esperanza y el bloque Laboreo.

Galería de extracción de minerales de explotación escalonada de subnivel: Se excavarán la galería de extracción en el piso del yacimiento en el nivel de socavación al nivel de -108m. Las especificaciones de la galería tienen un ancho de 3,5m x 2,7m de altura. El piso será pavimentado con hormigón.

5.2.2 Exploración

(1) Exploración por galería

Al incrementarse el intervalo entre niveles de los yacimientos de oro, se presentan problemas de variación del ancho de la veta, variación de la ley y dificultades para la terminación de las reservas minerales.

La mina de Farallón Negro no es la excepción y se considera apropiada la distancia de alrededor de 30m. En consecuencia, además de la prolongación de las galerías existentes en distintos niveles, se desarrollará horizontalmente al nivel de -70m y se recopilarán los datos necesarios para la operación.

En los lugares donde el macizo mineral esté complejamente dividido, se excavarán las galerías transversales según fuera necesario. Estas galerías deberán diseñarse con detenimiento en cuanto a la posición y longitud de manera que en la operación real puedan utilizarse como parte del sistema de transporte, ventilación y relleno.

(2) Sondeo en la galería

En los respectivos niveles intermedios, a medida que avance la exploración troncal y galerías de desarrollo, se realizarán los sondeos en los lugares donde pueda asegurarse la base de sondeo para recopilar datos más preciosos que sirven para el proyecto de desarrollo.

Sondeo de la parte profunda: Desde la galería de nivel -33m se realizarán los sondeos verticales hacia abajo correspondientes a niveles de menos de -100m de la veta Laboreo y menos de -70m de la veta Portezuelo para comprobar las condiciones de distribución de los filones debajo de ese nivel. Para ello, se realizarán excavaciones de cámaras de sondeo en 7 lugares. La separación entre cámaras será de 70m - 80m.

Sondeo de galería: Se realizarán los sondeos horizontales desde las galerías principales del nivel intermedio para que no se presenten omisiones de datos estructurales.

5.2.3 Excavación de rajos

(1) Rajos de excavación por corte y relleno

Rampa troncal: Se iniciará la excavación de los rajos desde lugares donde se hayan determinado la distribución del macizo mineral por las galerías de nivel intermedio y galerías transversales. Como medidas convencionales de minería sin rieles, aunque se realizarán directamente las excavaciones en el nivel del contacto con la veta, si el desarrollo del rajo a ese nivel fuera evidentemente desfavorable para mantener la galería troncal al cotejarse con los datos existentes, se agregará la excavación de rampas y se adoptará el método que permita aprovechar las ventajas de la minería sin rieles como el desarrollo del nivel intermedio. Para el desarrollo horizontal, los rajos adyacentes se comunicarán mutuamente con galerías sin rieles. Cuando la distancia horizontal entre los rajos fuera de alrededor de 50m, sería deseable que sean rajos comunicados. De esta manera se ahorra el acceso desde la galería troncal y se facilita el aseguramiento de pasajes múltiples para elevar el rendimiento del rajo de excavación.

(2) Rajo del método de explotación escalonada de subnivel

La galería de extracción de mineral se excavará en el estrato inferior del filón al nivel -108m, y el área del yacimiento se socavará excavando el muro. El avance de cada 10m hacia el nivel

intermedio se efectúa desde la rampa de comunicación excavada en el estrato inferior del filón. El camino de acceso al nivel intermedio estará en el centro del bloque donde se aplicará el método de explotación escalonada de subnivel, se realizará el corte intermedio total por excavación de galería intermedia y excavación del muro adelante y atrás o ambos lados del encuentro con la veta y luego concluirá la preparación de la explotación efectuando la excavación de la chimenea de roza en ambos extremos del macizo mineral.

5.3 Plan de operaciones

5.3.1 Excavaciones de exploración

Como continuación de las excavaciones realizadas durante el período de obras de desarrollo, se continuarán realizando cada año las exploraciones y excavaciones necesarias del macizo mineral mediante exploraciones de galería y sondeos dentro de la galería. La cantidad de estos trabajos, tendrá como objeto asegurar un volumen de excavación de exploración de alrededor de 10m por 1.000t de extracción.

5.3.2 Explotación

- (1) Relación explotable, relación de dilución por estéril

Ver el punto 4.4.1.

- (2) Reserva de minerales objeto del proyecto de desarrollo

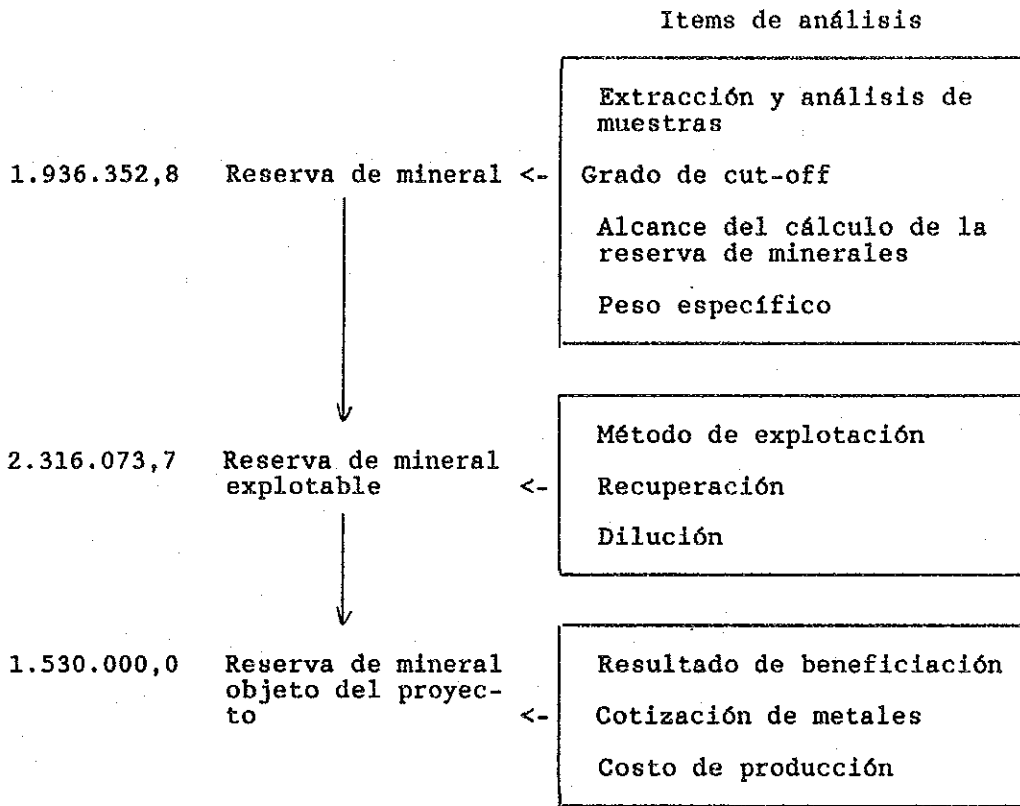
Dentro de la reserva de mineral de 2.316.000t con leyes de 5.05g/t de Au y 101,56g/t de Ag estimada sobre la base de la recuperación y dilución y ley del desecho que se explica en la cláusula 4.1.1 (Tala 04-001), para el presente proyecto de desarrollo se consideró la escala de explotación de esta mina según se describe en 5.1.3 (1), se analizó en forma general el cálculo financiero que se explica más adelante y se calculó una reserva de mineral explotable de 1.598.000t con leyes de 5.83g/t de Au y 113,25g/t de Ag tabulando según el orden de los bloques de leyes más altas, fijando como meta una ley de extracción de 6g/t de Au para una vida de la mina de más de 10 años de experiencia. (Tabla 05-002)

Se estableció como reserva de mineral objeto del presente proyecto de desarrollo la cantidad de 1.530.000t con leyes de 5,89g/t de Au y 113,32g/t de Ag, dentro de 1.550.000t que resulta de descontar del cálculo de reserva de mineral realizado en junio de 1991 las 45.000t (22.500t de la veta Farallón Negro, 22.500t de la veta Laboreo y Portezuelo) que se estimaba explotar durante medio año desde esa

fecha hasta el comienzo del proyecto.

Cálculo de reserva de mineral objeto del proyecto de desarrollo

Reserva de mineral (t)



Reserva de mineral objeto del proyecto de desarrollo por veta y leyes

	Reserva de mineral	Ley de Au	Ley de Ag
Veta Esperanza	915.000t	5,75g/t	110,0g/t
Vetas Laboreo, Portezuelo	510.000t	6,07g/t	121,0g/t
Veta Farallón Negro	105.000t	6,17g/t	105,0g/t
	1.530.000t	5,89g/t	113,32g/t

(3) Explotación escalonada de subnivel (Fig. 5-3)

En el macizo mineral de la veta Esperanza, se aplicará el método de explotación escalonada de subnivel para la zona donde el filón sea más ancho y la ley sea estable. Se efectuará la socavación de todo el ancho del macizo mineral de esta zona a nivel -108m. La galería

de extracción de mineral se excavará en el lado del piso y se comunicará con el espacio de socavación mediante las galerías transversales.

Esta galería de extracción en el piso, es el pasaje que se desarrollará en este nivel más hacia el este. El acceso a los respectivos niveles intermedios se excavará casi en el centro del rajo de excavación de subnivel y a medida que avance la galería inclinada central, se alcanzará la veta cada 10m desde el nivel -108m (nivel de socavación). Después de alcanzar la veta, se realizará el corte en todo el nivel intermedio mediante la excavación de galería intermedia y excavación del muro. En los extremos este y oeste, se excavará la chimenea entre el nivel de socavación y desde aquí se iniciará la perforación descendente con barrena larga.

La distancia entre el nivel del primer nivel intermedio y la socavación es de 8m - 7m, la chimenea de roza puede realizarse mediante la perforación descendente de barrena larga o chimenea convencional, pero de todos modos la distancia es corta y la ejecución es sumamente fácil.

El segundo nivel intermedio estará a 10m de distancia sobre el primer nivel intermedio y si se entrare a los niveles este y oeste desde la misma entrada, el volumen de excavación será mínimo. De la misma forma, se desarrollarán los niveles intermedios cada 10m. El desarrollo de estos niveles intermedios, no sólo permitirá la determinación segura del ancho del macizo mineral y la ley, sino proporcionará las informaciones detalladas de las condiciones de la roca en los estratos superior e inferior. Cuando la roca se juzgue deficiente y aumente la dilución de estéril por derrumbe de muros por el método de explotación escalonada de subnivel o presente un estado peligroso para mantener el conjunto del rajo de excavación, será necesario cambiar el método de excavación. En ese sentido, la adopción de la minería sin rieles es un sistema excelente que tiene una flexibilidad sumamente alta.

Para la explotación hacia abajo, debido a que está cortado en todo el nivel perforado hacia abajo con el taladro sobre orugas, la disposición de las perforaciones podrá diseñarse después de verificarse la reserva del mineral y la ley, y además, el volumen de perforación se acumulará prescindientemente del volumen de extracción, y si fuera necesario, se logrará un volumen de extracción equilibrado de toda la mina realizando las voladuras y arranque (explotación estable).

Debido a que las rozas se excavan en los extremos este y oeste, los lugares de acceso son pilares provisorios y se transforman en lugares de excavación final. Por otra parte, cuando sea necesario el cambio del método de explotación y se adopte el método de corte y relleno, se necesitará la instalación de nuevas chimeneas para relleno y chimenea de minerales. Además, en la etapa avanzada de excavación de rajos, en el espacio ya excavado se carga el estéril de excavación en ambos extremos y al acumularse momentáneamente el estéril, puede controlarse el equilibrio del estéril total debido a que en el proceso puede extraerse y utilizarse este estéril.

Con el método de explotación escalonada de subnivel, una vez iniciada la excavación es posible la explotación de alto nivel, pero se trata de un rajo de excavación que tiene la función de operar establemente toda la mina y es necesario que se controle la extracción minera segura y el esquema de la organización de seguridad.

(4) Corte y relleno mecanizado (Fig. 5-4)

Se realizará el desarrollo desde las partes del encuentro con la veta a través de las galerías transversales excavadas desde las galerías de cada nivel.

Rajos comunicados:

Al efectuar el desarrollo de los rajos, es necesario que se comuniquen los rajos adyacentes del macizo mineral que se distribuyen en los estratos superiores e inferiores y al mismo tiempo continuar la explotación comunicando como rajos adyacentes los macizos minerales que estén dentro de aproximadamente 50m de distancia horizontal. De esta manera, se crearán múltiples lugares de trabajo y se formará una organización sumamente flexible en cuanto al coeficiente de operación de la máquinas, control de ventilación y disposición de estériles por ser posible la distribución de las tareas de diversos puestos de trabajo. Los pasajes de comunicación se aseguran con la extracción de tierra y el estéril sobrante se dispondrá dentro del rajo de excavación. En este caso, lo más importante es la sincronización de los trabajos, organizando de manera que puedan realizarse las tareas en el momento de menor carga de transporte aprovechando eficazmente los estériles.

Corte y relleno con perforaciones ascendentes:

La altura máxima del rajo se fija en 5m y la altura después del relleno es deseable que tenga más de 2,5m para permitir la operación de las maquinarias. Deberá cumplirse el ciclo de voladura - anclaje de techo - carga de mineral - relleno - perforación - voladura. La

Figura 5-3 sublevel stoping (croqui)

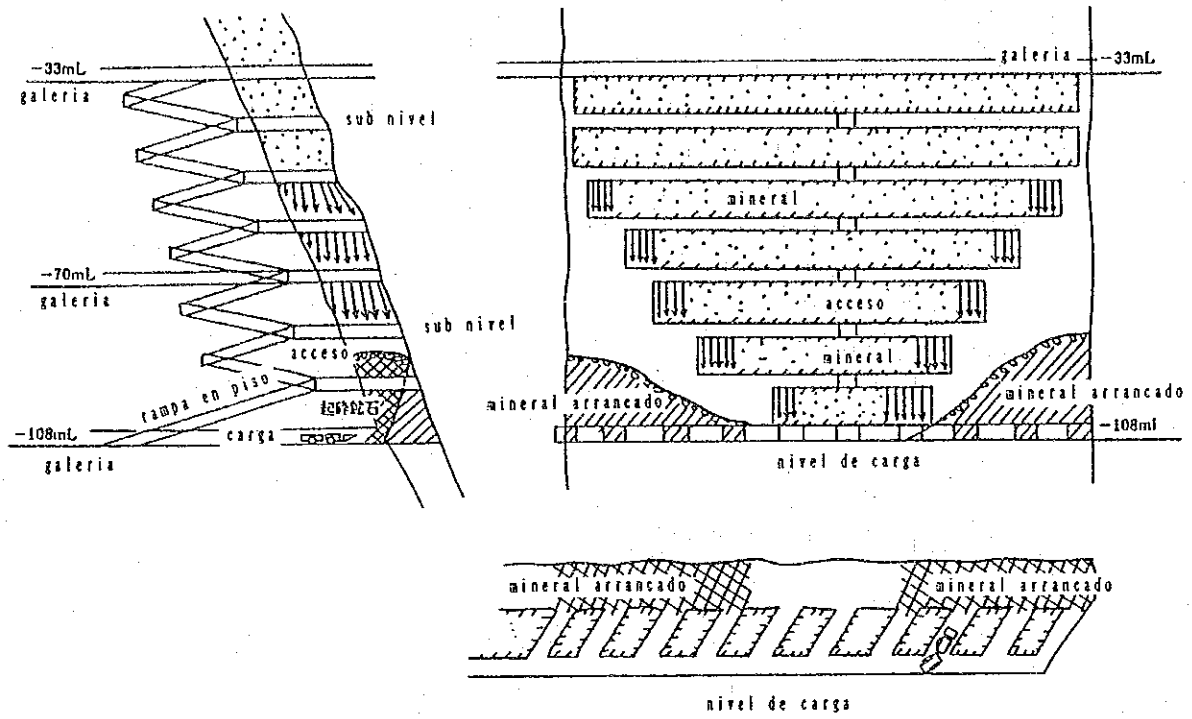
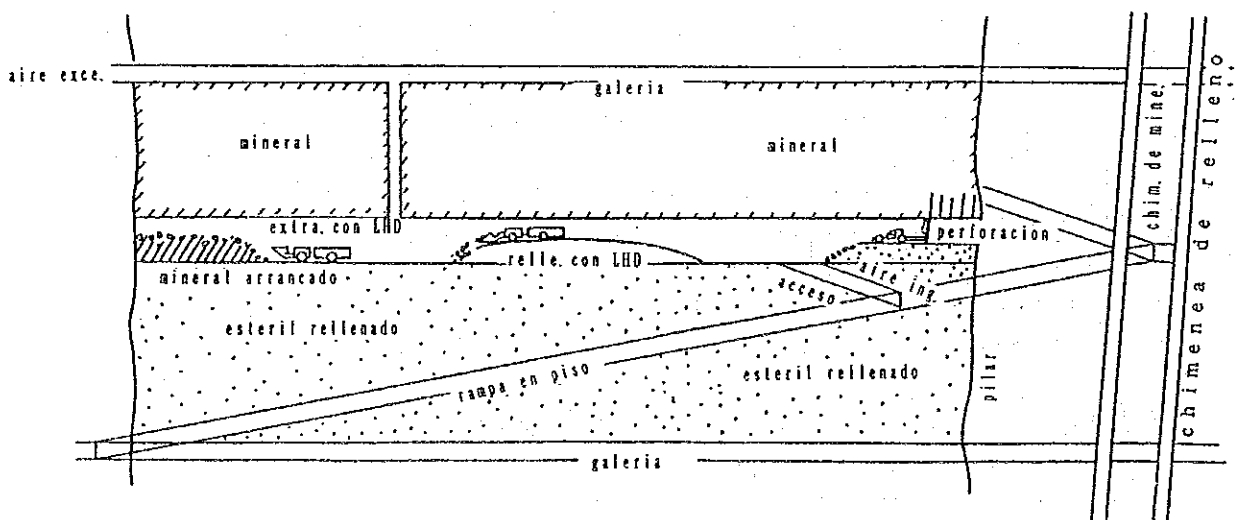


Figura 5-4 explotación por corte y relleno (croqui)



disposición de las perforaciones se establecerá con una separación de 1,0m x mínimo de 0,8m de la línea de resistencia, aunque podrá variar según las condiciones reales de operación. Cuando se efectúen perforaciones ascendentes utilizando el jumbo (vagón de perforadora), puede aplicarse el método de perforar simultáneamente antes del relleno. (Fig. 5-5).

Corte y relleno por el sistema de relleno compacto:

Cuando las condiciones de la roca fueran deficientes y deban realizarse excavaciones con derrumbes de muro o techo con enorme peligro para los operarios, se realizará el relleno compacto hasta cerca del techo inmediatamente después de transportar el mineral y realizar la excavación por el método de perforación horizontal. En este caso, la altura del techo debe limitarse a alrededor de 3m como máximo, fijando la altura a un nivel que permita controlar el techo en cualquier momento.

Se realizará la explotación (con muchas perforaciones horizontales) controlando el techo sobre el mineral arrancado mediante la voladura de corte y relleno teniendo como base de sustentación el mineral arrancado. Después de concluir la explotación, se transportará el mineral y se rellenará inmediatamente. Con respecto al mineral arrancado, se transportará en cada oportunidad la porción del hueco que permita mantener el espacio de trabajo. (Fig. 5-5)

Se establecerá como norma una altura máxima de 5m, distancia entre la superficie de relleno y techo de 2,5m y espesor de explotación de alrededor de 2,5m.

De todos modos, se adoptará un sistema que permita la mayor cantidad de puestos de trabajo uniendo los rajos de mayores y menores superficies y agrandando en lo posible la superficie aparente del rajo.

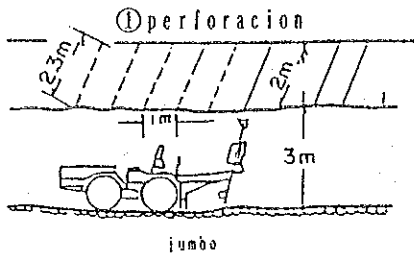
Debido a que en el método de corte y relleno se repiten los ciclos, es necesario que se controle la extracción del mineral de manera que el ciclo de trabajo del rajo se realice de la forma más eficiente. Además, para mantener alto el rendimiento del corte y relleno, debe controlarse el flujo diario del estéril y es importante que no se produzcan atrasos en los trabajos de relleno.

Sondeo y muestreo dentro del rajo de excavación:

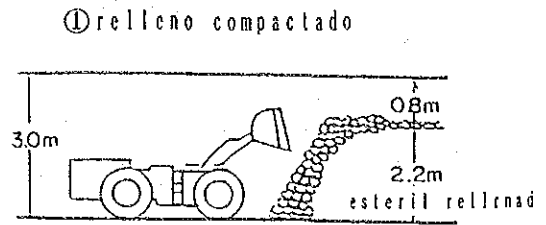
Los yacimientos de oro se caracterizan por presentar violentos ensanchamientos y estrechamientos y gran variación de la ley. Por lo tanto, deberán realizarse los sondeos en el rajo en los respectivos pasos. La cantidad de sondeos se fija en 3 - 5m/1000t.

Figura 5-5 explotación por corte y relleno

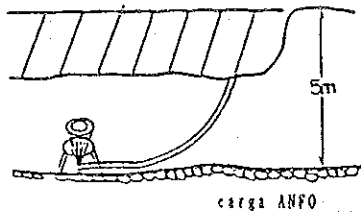
(1) perforacion por testero



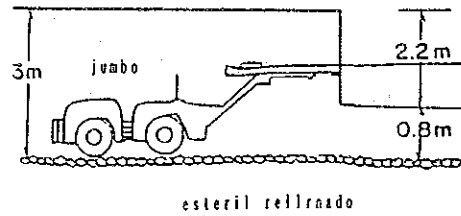
(2) relleno compactado



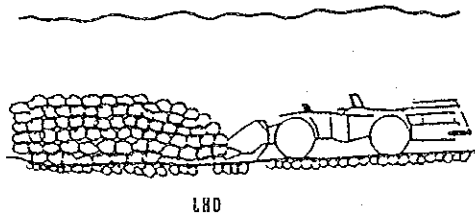
② disparo



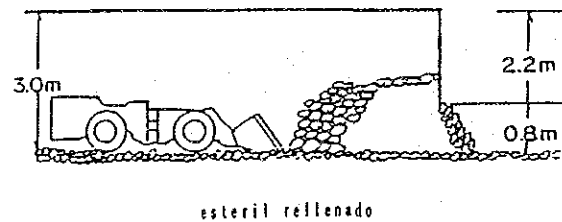
② explotacion del techo



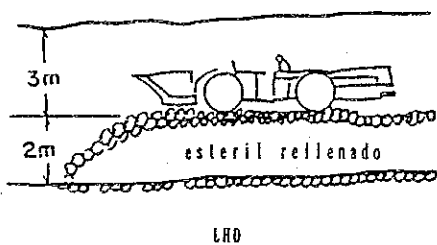
③ extraccion en rajo



③ extraccion en rajo



④ relleno



Ley y control de dilución con estéril:

Durante la explotación deberá evitarse la dilución por estéril. En lo posible, deberá realizarse el muestreo del piso y techo antes de la perforación y determinar claramente el área de las perforaciones. Para ello, no debe confiarse el yacimiento de oro que no es posible ver con la vista a los operarios. Es necesario que se determinen la posición y longitud de las perforaciones por el geólogo y el técnico de explotación, para lo cual sería necesario un control minucioso indicando con marcas de pintura el área de explotación. Además, cuando fuera necesario, como método práctico deben realizarse los análisis del polvo de las perforaciones y aún después del arranque, por indicación del geólogo se determinarán las partes del mineral que no deban transportarse.

5.3.3 Perforación y voladura

1) Rampa, galería horizontal

En las galerías de gran sección (8 - 12m²) se realizarán las perforaciones montando sobre el jumbo los perforadores neumáticos de gran tamaño de la clase de 115 x 60mm.

Se elegirán barrenas de la gama de 25⊙- 32mm medianas y brocas de 38 - 60mm. En el caso de brocas de más de 40mm de diámetro, es deseable que adopten las brocas desmontables. Como esquema de arranque, se adoptará el arranque paralelo en torno a perforaciones vacías de 75 -100mm. Sin embargo, en las perforaciones paralelas del centro se requiere una habilidad considerable y según las condiciones se utilizarán eventualmente el arranque en V.

En las secciones con una magnitud de 8 - 12m², se realizarán 25 - 30 piezas/voladura x 2 - 2,5m de longitud de perforación.

En las excavaciones de pequeña sección, se efectuarán las tareas con perforadores con pie. Se utilizarán barrenas de 22mm y brocas insertadas de 32mm - 38mm y el diámetro de arranque será de 50mm - 50mm. La cantidad de perforaciones y longitud de perforación en una sección de 4 - 6m² se estiman en alrededor de 18 - 25 piezas/voladura y 1,5 - 1,8m, respectivamente.

Con respecto a las voladuras, con diámetro de carga normal planificada de más de 40mm se utilizará el explosivo ANFO y se efectuará la carga con cargador ANFO. Para menos de 40mm, se utilizará la dinamita (en el caso del explosivo ANFO es baja la velocidad de detonación cuando el diámetro fuera pequeño). La pega se realizará con el detonador eléctrico con retardo (de centésimas

de segundo) o el detonador N° 6 con mecha, cuya selección se hará considerando el costo. Se está difundiendo la pega con mecha de tubo fino que utiliza el detonador de la clase N° 10 en el fondo de la perforación de carga de explosivo, pudiendo encenderse combinando todos los detonadores eléctricos de cargas múltiples.

2) Explotación del frente por corte y relleno

La perforación se realizará con perforadora con pie o de realce (exclusivamente para perforación ascendente). Se utilizarán barrenos de 22mm y brocas de 32 - 38mm.

Para la voladura se utilizará la dinamita con mecha o detonador eléctrico. Al usarse el detonador eléctrico con retardo de milisegundos para la voladura simultánea de una cantidad numerosa, además de elevarse el grado de trituración, disminuyen las tareas de trituración secundaria y puede mantenerse un alto rendimiento de trabajo especialmente cuando se efectúe la carga con embudo.

3) Explotación escalonada de subnivel

Por norma, se utilizará la perforación paralela descendente con perforadoras sobre oruga equipadas con perforadoras neumáticas de gran tamaño. Se utilizarán barrenas con acople de manguito de 32mm x 1,0m y brocas desmontables de 60 - 75mm. La separación entre perforaciones será de 1,1 - 1,2 veces la línea de resistencia mínima. Se usará el explosivo ANFO, explosivo de dinamita y detonador eléctrico o mecha (en este caso puede adoptarse el tubo de cola). La longitud del taco será de 1,1 - 1,2 veces la línea de resistencia. Sin embargo, es necesario que se consideren los valores empíricos obtenidos en el sitio debido a que puede variar según las condiciones de la roca. Además, en el caso de la voladura eléctrica, deben tomarse las medidas contra la electricidad estática en el momento de la carga del ANFO.

4) Voladura suave

Para reducir al mínimo el exceso de excavación de muros de la galería durante la excavación de rampas y galerías horizontales de sección grande, se recomienda la aplicación del método de voladura suave. Este método no sólo tiene como objeto obtener una terminación lisa de la superficie de excavación, sino ahorrar el costo de sostenimiento eliminando las fisuras de la superficie interior de la roca. Pueden adoptarse diámetros de perforación entre 32mm - 60mm. La separación será de 10 - 15 veces el diámetro, se usará explosivo liviano y el taco es suficiente con el sólo

bloque de la entrada. Los efectos de la voladura son mayores cuando se enciendan simultáneamente una hilada después de la otra vuelta.

5) Chimeneas (incluso chimenea de Jaula Alimak)

Se perforará con la perforadora de realce. Se adoptarán barrenas de 22m y brocas de 32mm de diámetro y la voladura con dinamita. Se utilizarán detonadores eléctricos.

6) Profundización con barrena larga

En las chimeneas de roza de explotación escalonada de subnivel, chimeneas de mineral que desaparecen inmediatamente con la explotación y derivaciones de chimenea de estéril y mineral, se utilizan las perforadoras sobre oruga y se profundizan con barrenas largas. Se efectuarán perforaciones paralelas con barrenas de 60 - 75mm de diámetro y las voladuras se harán con un paso de 1 - 3m (voladura por etapas).

5.3.4 Transporte

1) Estéril de excavación de galería

Para el estéril que sale durante la excavación de galerías sin rieles se utilizan los volcadores de transporte de carga de la clase de 1 - 3 yd³. Hasta un máximo de 300 - 400m se transportará directamente hasta la chimenea de estéril o el lugar de relleno del rajo de excavación. Para transportar y disponer el estéril excedente fuera de la galería, se usarán camiones volcadores de 8t. Debido a que el estéril acumulado en la superficie de la tierra, puede ser nuevamente transportado al interior de la galería a través de la chimenea de estéril, se prestará atención para que se limite al mínimo el transporte hacia afuera. En el caso de excavación de niveles intermedios por métodos convencionales, tanto los estériles como minerales se cargarán directamente sobre vagonetas con las palas cargadoras, se volcarán en las respectivas chimeneas o en niveles intermedios y se transportarán fuera de la galería y se canalizarán por las rutas de transporte fuera de galería convencionales.

2) Estéril de relleno

Se transportará directamente al rajo desde la chimenea de relleno utilizando los volcadores de transporte de carga. En lugar de regular el equilibrio del estéril, lo que se suministra desde la

superficie de la tierra se introducirá hacia el rajo extrayendo lo necesario dentro de lo que se haya transportado a la chimenea de estéril desde la superficie de la tierra. Será necesario controlar suficientemente el momento en que se produce el estéril y el lugar de acumulación del mismo de manera que el estéril producido en el rajo pueda disponerse en el mismo rajo.

3) Mineral

El mineral extraído del rajo se transportará hacia afuera del rajo con el volcador de transporte carga y se transportará hasta la chimenea intermedia o la chimenea principal de transporte. Principalmente el mineral se transportará fuera de la galería con camiones volcadores de 8t desde el fondo de la rampa de 125m y se entregará a la planta de beneficiación, pero una parte se transportará directamente a la bocamina desde el rajo próximo a la bocamina que están en los niveles -33m, 0m, +46m y +52m, se cargarán en camiones para transportar fuera de la galería utilizando las instalaciones existentes y se transportarán a la planta de beneficiación. (Fig. 5-6)

4) Personal, equipos y materiales

En la nueva red sin rieles, se introducirán vehículos del tipo Jeep para transportar los materiales. Sin embargo, debido a que la introducción desde las bocaminas fijas desmejora el rendimiento al producirse la congestión, se mantendrán eficientemente las existencias para evitar la congestión y aprovechando al máximo los caminos fuera de galería - ruta de bocamina actualmente en uso. Para el transporte pesado entre los respectivos rajos de la galería se utilizarán las palas del volcador de transporte de carga.

5.3.5 Relleno y sostenimiento

1) Material de relleno

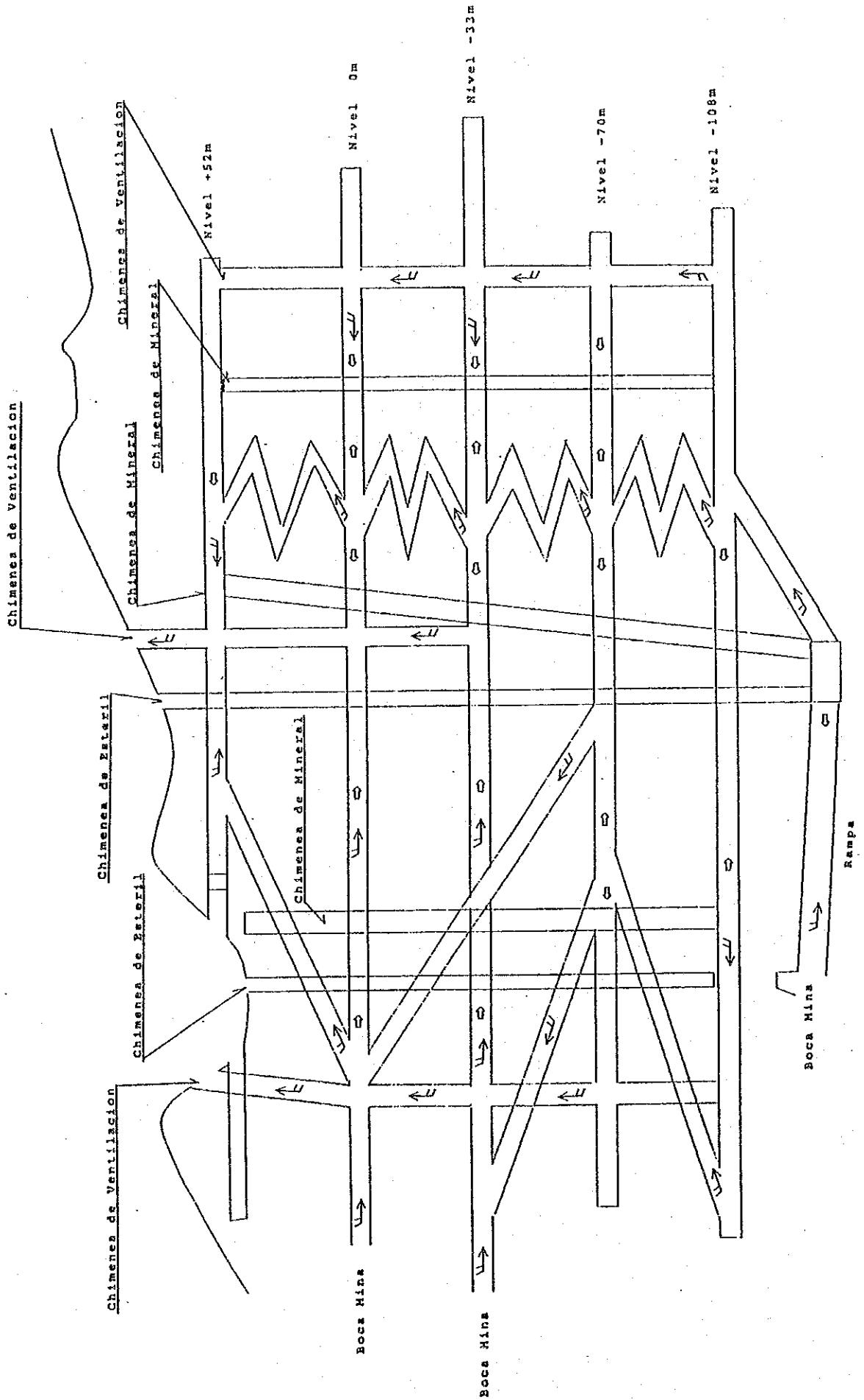
Se utilizarán principalmente el estéril de exploración y excavación y el estéril acumulado en diversos lugares durante las obras de desarrollo. El transporte de estéril de extracción de los pasillos de rajos comunicados se realizará sincronizando de manera que el tiempo de espera sea el mínimo ajustando al ciclo del relleno del rajo para elevar la eficiencia del relleno. En el caso de que falte estéril, se traerá desde afuera de la galería. Cuando se produzcan huecos en los extremos del rajo al avanzar la excavación de los rajos de explotación escalonada de subnivel, puede cargarse el estéril desde la parte superior para que sirva como relleno o

almacenamiento momentáneo del estéril de relleno excedente.

2) Sostenimiento

Para reducir al mínimo el costo de sostenimiento, se utilizará abundantemente el sostenimiento con tornillos de techo. Cuando fueran deficientes las condiciones de la roca se extenderán las mallas con listones. En las bandas fracturadas por falla donde las condiciones fueran notablemente deficientes, se harán marcos utilizando postes de madera o acero. En los rajos de corte y relleno, se colocarán los tornillos de techo para controlar el techo según las condiciones del techo después de la exploración. (Las perforaciones para materiales de escalones y tornillo de techo serán de 22mm y para las barras deformadas o varillas redondas de 1,0 - 3,0m). Se tendrá en cuenta que los tornillos de techo del tipo relleno con cápsula de cemento tienen un bajo costo. Previene especialmente el derrumbe del techo para garantizar seguridad de los operarios y evita la caída de la ley debido a la dilución por estéril.

Figura 5-6 sistema de extraccion y ventilacion



5.4 Plan de Instalaciones

5.4.1 Plan de aire comprimido

(1) Instalaciones de aire necesarias

Debido a que las instalaciones que utilizan aire comprimido son principalmente las perforadoras y los lugares donde se utilizan están a una altura de 2.700mm sobre el nivel del mar, debe calcularse el factor de aumento del consumo de aire según la cantidad de perforadoras que se instalen.

Equipos consumidores de aire	Tipo - Consumo de régimen (m ³ /min)	Cantidad	Factor de corrección por altura	Factor de uso	Consumo real (m ³ /min)
Perforadoras con pie	ATLAS BBC-17 2,7	10	10	1	27
Perforadoras de realce	Clase Tr24 2,7	4	4,8	0,8	13
Perforadora de galería (montado sobre jumbo, oruga)	Clase DH-123 5,2	5	5,8	0,8	23,2
Pala cargadora	EIMCO 12-B 8,0	4	4,5	0,5	18,0
Otras herramientas menores					5,0
Pérdidas de la tubería				(7%)	6,0
Total					92,2

Capacidad de descarga de compresores de la instalación:

ATRAS-COPCO (recíproco) 36m³/min (7kg/cm²) x 2 unidades
= 72m³/min

NOKTORF (tornillo) 20m³/min (7kg/cm²) x 2 unidades
= 40m³/min

Total 112m³/min

El coeficiente de operación permanente de los compresores resulta de 82%, operarán permanentemente 3 unidades y se prestará atención en el mantenimiento y revisión para que una unidad quede como reserva para el caso de reparación e inspección.

Para el servicio mecánico cercano a la superficie, será necesario el uso común de compresores portátiles de tamaño pequeño.

(2) Suministro de aire comprimido

Básicamente se utilizarán las tuberías existentes. Sin embargo, al trasladarse el área de explotación a la zona de Esperanza con motivo del aumento de producción, el equivalente a la mitad del consumo de aire comprimido ($40\text{m}^3/\text{min}$) se consumirá en esta última zona y esta proporción deberá suministrarse a través de la rampa central sin rieles.

Como caída de presión del suministro se fija una meta de $0,5\text{kg}/\text{cm}^2$ por 1.000m y al establecerse como valor estimado una presión de alrededor de $6,2\text{kg}/\text{cm}^2$ de presión estática para alimentar las máquinas del rajo de excavación, la tubería puede calcularse como sigue.

Trayecto de suministro	Presión de entrada (kg/cm^2)	Caudal de aire comprimido (aire libre) (m^3/min)	Extensión de la tubería x diámetro (m) x (")	Pérdida de presión (kg/cm^2)
Sala de compresores - fondo de la rampa	7,0	40	700 x 6" (tubo)	0,084
Fondo de la rampa - nivel intermedio	6,9	20	500 x 4" (tubo)	0,13
Nivel intermedio - rajo de excavación	6,7	10	200 x 2" (tubo)	0,47
Rajo de excavación - Conexión a máquina	6,25	5	15 x 1" (manguera)	0,04
<hr/>				
Total	6,2		1.415	0,724

* Dentro de la extensión de la tubería, se incluyen curvas de unión T.

Al suprimirse las pérdidas del trayecto de la tubería y apretando en lo posible los herrajes de conexión (válvulas y curvas, etc.), podrá reducirse a menos de $0,8\text{kg}/\text{cm}^2$ y agregando las demás condiciones se limitará a menos de $1\text{kg}/\text{cm}^2$, pudiendo asegurarse una presión (estática) de por lo menos $6\text{kg}/\text{cm}^2$.

Debido a que ya están instalados los tubos de 4" en la rampa central sin rieles, para satisfacer los valores equivalentes al tubo de 6" debe instalarse otro sistema de tubos de 4".

5.4.2 Ventilación

Básicamente se adopta la admisión inferior y extracción superior. (Fig. 5-6)

La altitud mínima de la galería está a 2.250m y la altura en la superficie es de 2.800 - 2880m, existiendo una diferencia de altura de 300 - 330m. Teniendo en consideración la temperatura media anual de 27°C (14 - 15°C en el interior de la galería), la media anual nocturna de 10 - 11°C y la presión atmosférica de una zona alta, se realizará la ventilación forzada con ventiladores debido a que en la ventilación natural sufre variaciones estacionales y entre el día y la noche.

Aunque no existen cálculos tentativos precisos, a una profundidad de alrededor de 300m bajo estas condiciones climáticas, la presión de ventilación dentro de la galería sería de -5mmWG en verano y +30mmWG en invierno (+ y - es el símbolo de la dirección invertida de ventilación) presentándose los casos cuyos valores son considerablemente grandes. Por lo tanto, es necesario que tanto en verano como en invierno, se analice el modo de operación de los ventiladores, dirección de ventilación, derivación, cierre, etc. determinando bien la dirección de ventilación natural.

Aunque en la Argentina no existen restricciones relativas al gas de escape de motores diesel para la minería sin rieles, basado en los valores de restricción utilizados en los países vecinos, debe establecerse como meta asegurar un caudal de ventilación de 3m³/min por HP. En consecuencia, el caudal de ventilación se calcula tentativamente como sigue.

	Cantidad y factor de operación simultánea
Volcador de transporte de carga	
Clase de 3 yd ³	135HP x 1 unidad x 1
Clase de 1 yd ³	52HP x 7 unidades x 0,7
Transportador de personal y materiales	
Camión volcador de 8t	125HP x 3 unidades x 0,4
<hr/>	
Total	= 540HP

El caudal de ventilación estimado resulta

$$540\text{HP} \times 3\text{m}^3/\text{min} = 1.620\text{m}^3/\text{min}$$

indicando que es necesario aproximadamente 1.600m³/min.

Como pauta del caudal de ventilación puede considerarse como sigue.
[Estación de invierno]

	Aspiración		Extracción	
	Caudal de entrada m ³ /min	Velocidad del aire m/s	Caudal de extracción m ³ /min	Velocidad de aire m/s
Rampa central sin rieles (4,5m x 4,5m = 20m ²)	1.200	1,0	-	-
Bocamina de -33m (2,2m x 2,5m = 5,5m ²)	400	1,2	-	-
Bocamina de +52m (2,2m x 2,2m = 4,8m ²)	-	-	300	1,0
2 pozos de ventilación (instalación de ventiladores principales) (2m x 2m x 2 pozos = 8m ²)	-	-	1.450	3,0
Total	1.600m³/min		1.750m³/min	

[Estación de verano]

	Aspiración		Extracción	
	Caudal de entrada m ³ /min	Velocidad del aire m/s	Caudal de extracción m ³ /min	Velocidad de aire m/s
Rampa central sin rieles (4,5m x 4,5m = 20m ²)	800	0,7	-	-
Bocamina de -33m (2,2m x 2,5m = 5,5m ²)	-	-	350	1,0
Bocamina de +52m (2,2m x 2,2m = 4,8m ²)	400	1,4	-	-
2 pozos de ventilación (instalación de ventiladores principales) (2m x 2m x 2 pozos = 8m ²)	-	-	1.000	2,0
Total	1.200m³/min (75%)		1.350m³/min	

Se establece como pauta el aseguramiento de un caudal de 1.600m³/min en invierno y alrededor del 75% en verano controlando la dirección de ventilación.

En cuanto a la velocidad del viento en el lugar de operación se considera normalmente apropiado 120m/min, y al limitarse a 2m/s (120m/min) es posible prevenir los transtornos del polvo que se levanta.

Ventilación local

Debido a que sólo con los ventiladores principales, no es posible asegurar la ventilación interior del rajo de la galería, se instalarán los ventiladores locales como medida auxiliar.

Sin embargo, al tener que operarse en conjunto con la ventilación total, el lugar de instalación deberá controlarse según las condiciones del sitio ubicando los equipos de manera que no cause efectos desfavorables a la ventilación general.

5.4.3 Alimentación de agua

La alimentación del agua para la perforación hasta el nivel -70m dentro de la galería se efectuará instalando el tubo de alimentación de agua de 2" desde el tanque general de almacenamiento a través de la rampa central. En las tuberías a partir del nivel intermedio principal y hasta los rajos de excavación se utilizarán tubos de 1".

La alimentación del agua hacia los rajos de excavación del nivel superior a -70m, se efectuará hasta los niveles principales con tubos de 2" desde los tanques de agua del nivel +30m, +60m y +80m que están fuera de la galería del yacimiento Alto de la Blenda. En las tuberías desde el nivel principal en adelante y hasta el rajo de excavación se utilizarán tubos de 1". El caudal de agua que se consume dentro de las galerías es de 78m³/d que corresponde al 12% del total de la mina.

Además, el suministro de agua a los tanques que están fuera de la galería se realizará con el camión cisterna de 8m³ que efectuará el transporte desde el tanque de almacenamiento general de Farallón Negro por el camino fuera de la galería.

5.4.4 Desagüe

(1) En esta mina no existen absolutamente aguas de manantiales ni aguas acumuladas. A pesar de que puede acumularse el agua de la perforadora en el rajo de excavación descendente de las rampas, se utilizarán las bombas sumergibles de tamaño pequeño cuando sea necesario, pero se trata de una magnitud que puede tratarse con las palas de LHD después de efectuarse las voladuras y no se requieren instalaciones de desagüe en especial.

(2) Medidas contra el polvo

Debido a que la humedad interior de la galería es escasa, deben tomarse las medidas contra el polvo producido por la operación de

la máquinas de minería sin rieles.

Con este fin, durante los trabajos de perforación se utilizarán las perforadoras tipo húmedo y se efectuará el rociado del lugar de trabajo, el rociado después de las voladuras y el rociado durante la carga, etc. Para prevenir el polvo debido a la marcha de las máquinas, no existe otra alternativa que el rociado de la galerías. En consecuencia, para el agua después de la perforación se considerarán de alguna forma las medidas de humectación del camino.

Sin embargo, como existe un límite para el caudal de consumo dentro del conjunto de la galería, se instalarán tanques de agua en los lugares necesarios y será necesario que se controle el consumo máximo de agua.

5.5 Maquinarias e Instalaciones Principales

Clase	Cantidad	Especificaciones
Compresor	2	Capacidad 36m ³ /min, 7kg/cm ² , 112kW
"	2	" 20m ³ /min, 7kg/cm ² , 75kW
Ventilador principal	2	Caudal 1.200m ³ /min, 110mmAq, 37,5kW
Ventilador local	2	" 700m ³ /min, 240mmAq, 37kW
"	13	" 150m ³ /min, 90mmAq, 5kW
Jumbo móvil	2	Equipado con perforadora de 115 x 60mm
Perforadora sobre oruga	1	"
Perforadora con pie	10	Clase 80 x 70mm
Perforadora de realce	4	"
Volcador para transporte de carga	1	Clase 3 yd ³ , 135HP
"	7	Clase 1 yd ³ , 52HP
Cargador sobre riel	2	Capacidad de pala 0,14m ³ , tipo neumático
Cuchara de arrastre	5	15HP, eléctrico
Locomotora a baterías	2	Peso 1,6t
Vagonetas	12	Capacidad 0,8m ³ , vuelco lateral
Equipo de sondeo	1	BQ clase 100m, AQ clase 220m, eléctrico
"	1	EQ clase 45,7m, neumático
Jeep	2	Para 9 personas, 62HP
Camión volcador	3	Para 8t, 125HP

Camión aguatero	1	Capacidad del tanque 8m ³ , 125HP (para transporte de agua para perforadoras)
Perforadora sobre vagón	1	Equipado con perforadora de 115 x 60mm Para explotación de mineral para la lixiviación en pila
Compresor	1	Capacidad 12m ³ /min, 6 - 7kg/cm ² , portátil, ídem al anterior
Topadora	1	Clase de 30t, ídem al anterior
Cargador sobre ruedas	1	Capacidad de pala 2m ³ , ídem al anterior

5.6 Control

Dentro del sistema sin rieles, es importante el mantenimiento y control de las maquinarias y se requiere un control sumamente minucioso de las tareas dentro de la organización para el mantenimiento de emergencia, organización de mantenimiento general y control diario. Está demás decir que es necesario que se realicen los entrenamientos.

6.1 PRUEBAS DE CONCENTRACION

6.1.1 Objeto

Estas pruebas de concentración corresponden al Estudio del Proyecto de Desarrollo Regional de Farallón Negro de la República Argentina y tuvo como objeto analizar las posibilidades de mejoramiento del rendimiento de los minerales en cuestión que se procesan por el método de cianuración de lodo total y lixiviación en pila para obtener los datos para el preestudio de factibilidad.

Especialmente, la recuperación actual de concentración de la mina Farallón Negro es de 93,3% de oro y 42,1% de plata, se realizó el análisis para mejorar la recuperación de plata en vista de su baja recuperación.

6.1.2 Antecedentes

Después de realizar los análisis y estudio de minerales de un total de 24 clases de muestras (Muestra #1) obtenidos en el sitio y como resultado de las pruebas de estimación de la concentración para determinar las medidas para el mejoramiento de la recuperación de plata basado en datos anteriores, se aclararon casi completamente las características de concentración de los minerales en cuestión y por consiguiente se realizaron las pruebas preliminares de concentración trayendo desde el sitio 150kg de nuevas muestras (Muestra #2) de leyes representativas y finalmente se realizaron las pruebas totales de concentración.

6.1.3 Muestras de prueba

(1) Para pruebas de estimación (Muestra #1)

Son muestras enviadas en 1990 y entre las 24 muestras se prepararon las muestras para la prueba de concentración de las siguientes 3 clases:

Mineral blanco (7A-1)

Mineral negro (7A-2)

Mineral mezcla (1A-1, 1A-2, 2A, 4A, 6A-2, 8A)

Resultados de los análisis

TBL 6-1

Composición	Au (g/t)	Ag (g/t)	Mn (%)	Fe (%)	S (%)	Cu (ppm)	As (ppm)
Mineral blanco	1,5	125,3	10,3	0,42	0,17	157	48
Mineral negro	9,0	66,0	11,8	0,45	0,41	34	14

(2) Para pruebas preliminares (Muestra #2)

Es la mezcla de 150kg de muestras enviadas en mayo de 1991.

Resultados de los análisis

TBL 6-2

Composición	Au (g/t)	Ag (g/t)	Mn (%)	Fe (%)	S (%)	Cu (%)	As (ppm)
Mineral mezcla	7,6	144,6	11,8	0,83	<0,1	0,02	74
Composición	Sb (ppm)	Bi (ppm)	Hg (ppm)	SiO ₂ C%			
Mineral mezcla	37,2	0,4	26	44,8			

(3) Resultados del estudio mineralógico del mineral virgen

Con respecto a las muestras se realizaron los análisis de refracción por rayos X, observación microscópica (de fragmentos pulidos/fragmentos delgados pulidos) y análisis de EPMA.

En las muestras se reconoce en general el cuarzo y como minerales arcillosos se detectaron la sericita, clorita, etc. y además el feldespato potásico.

Como minerales de carbonato se reconoce en general el espato calcárea y entre otros se reconocieron la rodocrosita, dolomita, etc.

Como minerales de sulfato, presenta un alto porcentaje de aparición del yeso.

Como minerales de sulfuro, se reconocieron la calcopirita, calcocita, tetraedrita, covelina, galena, esfalerita, pirita, etc.

Como minerales auroargentíferos, además del electro, se identificaron lo que puede pensarse como un nuevo mineral de la serie Au-Ag-S, el mineral que se supone sea la mckinstrita de la serie Ag-Cu-S y la polibasita.

Asimismo, por el análisis de EPMA, pudo reconocerse la existencia de cerargirita (AgCl) dentro de finas capas de los minerales de óxido de manganeso que se desarrollan dentro de la estructura zonal y también el electro incluido dentro de la pirita.

Además de estos minerales, como minerales en los cuales se reconocieron desde vestigios a escasas cantidades de plata por el análisis superficial de EPMA, son la tetraedrita, covelina, calcocita, etc.

Como mineral de manganeso, se identificaron 5 clases que por orden de mayor frecuencia de aparición fueron el todorokita, MnO_2 , pirolusita, psilomelano y holandita.

(4) Comportamiento general de los minerales argentíferos en la refinación por cianuración

(a) Minerales argentíferos y coeficiente de extracción por NaCN (Mina Kushikino: NaCN 0,04%, 13 días)

Naumannita	100,0%
Electro	92,3%
Estefanita	79,0%
Polibasita	40,0%
Pirargirita	34,2%
Mineral cuprífero con manifestación de plata (tetraedrita)	20,5%

(b) Extracción NaCN de minerales de manganeso y argentíferos

Cuando la plata y el manganeso forman un compuesto de óxido complejo bajo la forma de $XAg_2O \cdot YMnO_2$ o existe como otro compuesto y presenta un determinado estado de combinación con el MnO_2 , se efectúa la reducción del MnO_2 por tostación desoxidante y al mismo tiempo, al transformarse el compuesto de plata metálica, puede diluirse con el fluido de cianuración.

Como variación de la técnica citada, pueden mencionarse los siguientes procesos:

- Método de tostación oxidante
- Método de tostación clorurante
- Método de volatilización clorurante
- Método de segregación

De lo contrario puede ser por los siguientes métodos:

- Método de ácido sulfuroso (disolución y eliminación de MnO_2 con H_2SO_4)
- Método Walter Neal (eliminación de MnO_2 con H_2SO_4 , $FeSO_4$)
- Método L.W. Austin (disolución y eliminación de MnO_2 con H_2SO_4 , Fe_2S)

Además, dentro de los nuevos métodos que reemplazan al método de tostación, se están proponiendo los siguientes métodos de autoclave que se están poniendo en práctica:

Oxidación a presión

Reducción a presión

(5) Medición de propiedades físicas (Muestra #2)

(5)-1 Peso específico verdadero: $s = 2,86$ (método de picnómetro)

(5)-2 Molibilidad: $W_i = 10,85$ Kwh/St (método Hard Globe)

(5)-3 Velocidad de decantación (mm/min)

TBL 6-3

Granulometría (Malla -200)	90%	95%	100%	Nota
Concentración de pulpa 30%	4,22	3,67	2,53	A 120m (Concentración de lodo: 61~67%) (Agua sobrenadante: 250ppm)
40%	3,00	2,50	1,83	
50%	1,17	0,79	0,68	

(5)-4 Prueba de deshidratación (contenido de agua de la torta %)

TBL 6-4

Granulometría (Malla -200)	90%	95%	100%	Nota
Concentración de pulpa 30%	17,7	21,5	24,1	(450~530mmHg. torta 11mmt, 6 min.)
40%	17,5	21,3	24,3	
50%	17,2	21,2	24,4	

6.1.4 Pruebas de estimación

(1) Orientación

Como consecuencia de la identificación del mineral de las muestras según lo detallado anteriormente, pudo aclararse que este mineral pertenece al tipo de difícil refinación por cianuración y se consideró difícil la solución con técnicas elementales simples y fue necesario realizar el estudio para determinar la naturaleza del mineral antes de realizar las pruebas de concentración.

Actualmente, como técnicas elementales que pueden utilizarse con relativa facilidad están los siguientes: separación magnética, separación por flotación, diversos tipos de tostación, pulverización, extracción por NaCN, etc. Con respecto a estas técnicas elementales, es necesario que se estudie el comportamiento de los minerales citados para determinar la estructura de la técnica elemental que resulte más económica y eficiente.

(2) Comportamiento de la separación magnética

Casi el 90% del mineral de manganeso puede eliminarse mediante la separación magnética, pero debido a que al mismo tiempo es arrastrado el mineral argentífero de aprox. 80%, no es posible adoptarse la separación magnética en esas condiciones.

Además, al utilizarse la separación magnética, el sistema que permite el uso industrialmente económico es a alrededor de 3.000 gauss y como objeto de consideración se trata de lograr alrededor del 10% en peso y 30% de minerales de manganeso con respecto al mineral virgen.

(Apéndice 06, Tabla 06-001, N° 1 y N° 2)

(3) Comportamiento de la separación por flotación con agente colector aniónico

Se analizó el uso del agente colector del tipo de ácido graso pero debido a que el comportamiento de la plata y manganeso es similar, son pocas las probabilidades.

(Apéndice 06, Tabla 06-001, N° 3 y N° 4)

(4) Comportamiento de la extracción por NaCN (sin tratamiento previo)

Se introdujeron las condiciones de operación del método de cianuración de la Mina Kushikino, pero prácticamente no se pudo extraer la plata e indica que este mineral pertenece a un mineral de procesamiento considerablemente difícil.

(Apéndice 06, Tabla 06-002, N° 5 y N° 6)

(5) Comportamiento de la extracción por NaCN después del tratamiento de tostación clorurante

Se aplicó el método de cianuración después del tratamiento por tostación clorurante que se analizó tomando como referencia la segregación aplicada para el mineral Berenguela del Perú (mineral de óxido de cobre rico en manganeso), pero no se reconocieron los efectos.

(Apéndice 06-002, Nº 7 y Nº 8)

(6) Comportamiento de la extracción por NaCN después del tratamiento de tostación desoxidante

Se reemplazó el ambiente de tostación clorurante por tostación desoxidante, pero igualmente no se reconocieron los efectos.

(Apéndice 06, Tabla 06-002, Nº 9 y Nº 10)

(7) Comportamiento de la extracción por NaCN después del tratamiento de segregación

Al adoptarse las condiciones de segregación aplicadas para el mineral Berenguela del Perú (mineral de óxido de cobre rico en manganeso), se reconocieron los efectos. Sin embargo, según el tipo de mineral existen irregularidades en los efectos y es necesario que se analicen las condiciones. (Apéndice 06, Tabla 06-003, Nº 11 y Nº 12)

(8) Comportamiento de la separación por flotación después de la segregación

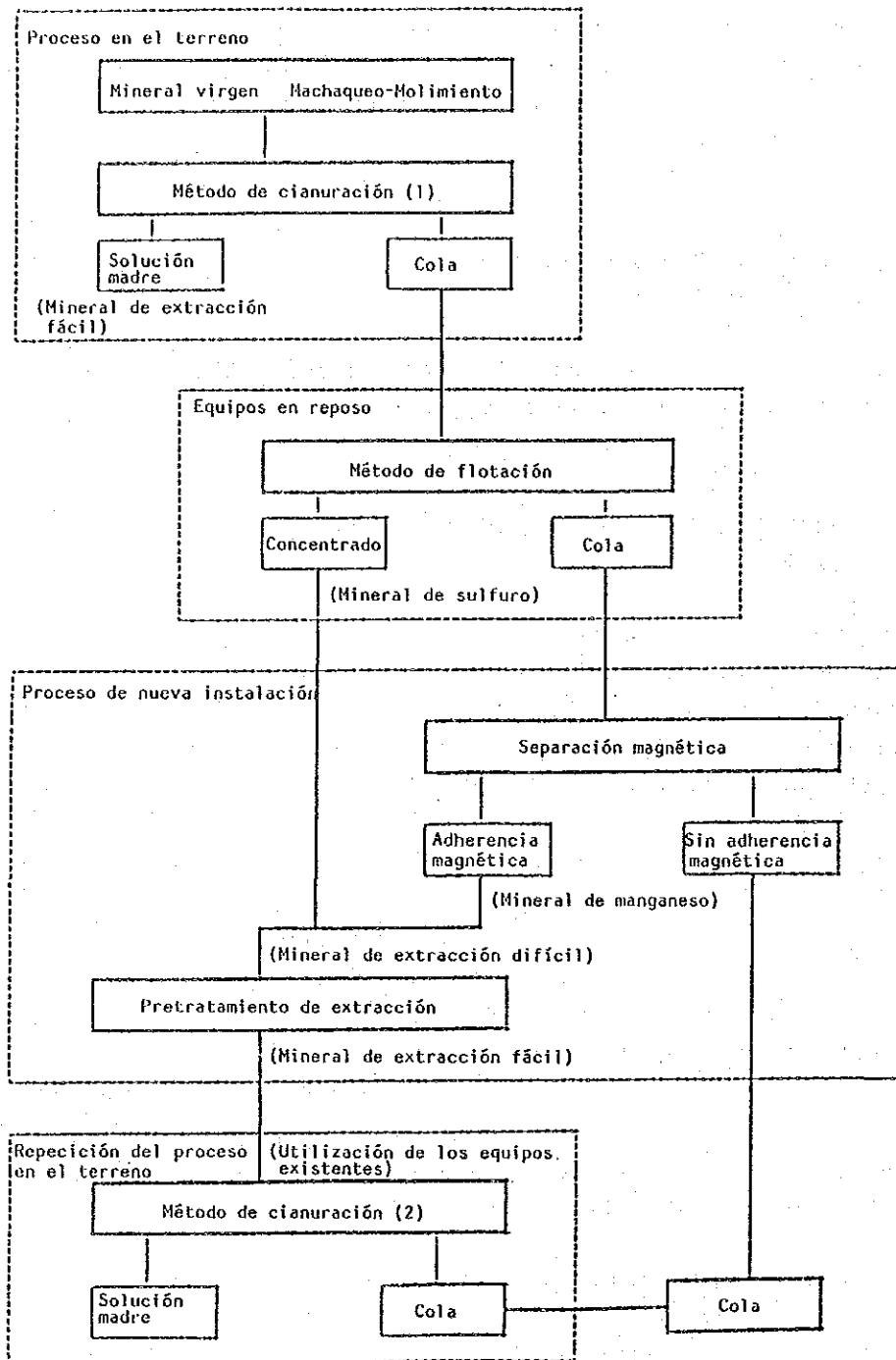
Al adoptarse las condiciones de segregación aplicadas para el mineral Berenguela del Perú (mineral de óxido de cobre rico en manganeso), en este mineral tratado puede aplicarse no sólo el método de cianuración sino también la separación por flotación.

(Apéndice 06, Tabla 06-003, Nº 13).

(9) Estudio de los procedimientos de tratamiento en el sitio para el mejoramiento de procesos

Estudiando los procedimientos de tratamiento posibles en el sitio de acuerdo con los estudios anteriores, se propone la siguiente plan de mejoramiento, y se efectuarán en el futuro las pruebas preliminares relacionadas a estos procedimientos.

Fig. 6-1



6.1.5 Pruebas preliminares de concentración

(1) Combinación de la separación magnética con el método de cianuración

En la prueba de separación magnética, la concentración de Ag en la adherencia magnética no fue, en consecuencia, notable como la del mineral negro.

Además, se llevó a cabo la prueba de extracción por NaCN con respecto a cada producto de la separación magnética.

Como resultados de la prueba, acusa una tendencia de mayor dificultad para la lixiviación por NaCN cuanto más fuerte es la adherencia magnética del mineral (rico en manganeso).

En consecuencia, puede efectuarse la separación magnética del mineral de fuerte magnetismo y efectuar al tratamiento previo solamente la parte difícil. Sin embargo, someter la cantidad total de alimentación de la planta (320t/d, malla -200, 25% de sólido) al separador magnético húmedo, se eleva muchísimo la inversión inicial en relación al volumen de procesamiento.

(Apéndice 06, Tabla 06-004, Nº 14)

(2) Prueba del método de cianuración bajo condiciones modificadas (Plan de experimentación: Método L8)

Condiciones de experimentación y resultados de la prueba

TBL 6-5

Nro.	NaCN %	TIEMPO h	GRANULOMETRÍA % malla -200	ACETATO DE PLOMO g/t	COEFICIENTE DE RECUPERACIÓN Ag %
1	0,2	24	90	0	3,3
2	0,2	24	100	100	3,2
3	0,2	48	90	100	0,3
4	0,2	48	100	0	0,4
5	0,4	24	90	100	66,7
6	0,4	24	100	0	61,3
7	0,4	48	90	0	67,1
8	0,4	48	100	100	67,6

Nota: Coeficiente de recuperación media de Ag con NaCN 0,4%
= $(66,7 + 61,3 + 67,1 + 67,6)/(4) = 65,68\%$.

Tabla de análisis de variancia

TBL 6-6

Fila	FACTOR	Sx10 ²	φ	Vx10 ³	F ₀	E(V)
01	A. NaCN	816.003	1	816.300	1426**	$\sigma E^2 + 4\sigma A^2$
02	B. Tiempo	10	1			$\sigma E^2 + 4\sigma B^2$
03	A x B	1.953	1			$\sigma E^2 + 2\sigma Ax B^2$
04	C. Granulometría	300	1			$\sigma E^2 + 4\sigma C^2$
05	A x C	300	1			$\sigma E^2 + 2\sigma Ax C^2$
06	Tolerancia	465	1			σE^2
07	D. Acetato de plomo	406	1			$\sigma E^2 + 4\sigma D^2$
	Total	819.437	7			

(Apéndice 06, Tabla 06-005, N° 15)

(3) Prueba de concentración modificada de NaCN

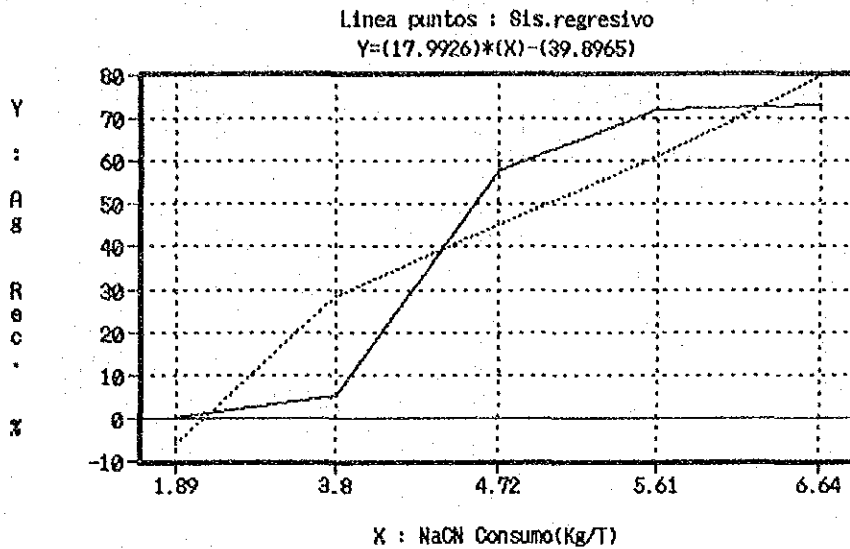
Condiciones de experimentación y resultados de la prueba TBL 6-7

Nro.	CONCENTRACION DE NaCN (%)	CONSUMO DE CN (kg/t)*	pH FINAL	COEFICIENTE DE RECUPERACION (%)		NOTA
				Au	Ag	
1	0,10	1.888	8,9	81,3	0,3	Condiciones comunes Sólido 50% Inicial pH 11 24 horas
2	0,20	3.804	9,2	88,9	5,3	
3	0,25	4.720	9,8	93,2	57,6	
4	0,30	5.607	9,9	93,1	71,9	
5	0,40	6.638	10,6	93,5	72,9	

*: Titulación por nitrato de plata.

Aunque el NaCN se aumente a más de 0,4%, o sea de 0,5-1,0%, no se logran tantos efectos y al contrario se observó una tendencia de reducción del coeficiente de recuperación de la plata.

Al resumirse gráficamente la relación del consumo de NaCN y la recuperación de plata según los resultados de las pruebas, resulta como sigue.



Es la fórmula primaria que se detalla en la Fig. 6-2 y la línea de puntos de la figura es el sistema regresivo de análisis de correlación simple, y el factor de correlación de esta fórmula es $r = 0,909$.

Calculando con esta fórmula el consumo de NaCN con respecto a la recuperación de plata, resulta como sigue.

Y (= Recuperación de Ag) = 40%: Prueba · Terreno
 $X (= NaCN) = (40 + 39,8965)/(17,9926) = 4,44\text{kg/t} : 1,00\text{kg/t}$

Y (= Recuperación de Ag) = 60%: Prueba · Terreno
 $X (= NaCN) = (60 + 39,8965)/(17,9926) = 5,55\text{kg/t} : 1,25\text{kg/t}$

Y (= Recuperación de Ag) = 70%: Prueba · Terreno
 $X (= NaCN) = (70 + 39,8965)/(17,9926) = 6,11\text{kg/t} : 1,38\text{kg/t}$

La operación actual registra una recuperación de alrededor del 40% de plata utilizando 1,0kg/t de NaCN y este valor corresponde a 4,44kg/t de las condiciones de laboratorio.

En consecuencia, en el caso de la operación en el terreno aumentando 25% el consumo de NaCN, se calcula que la recuperación de plata se elevaría hasta 60%, pero el aumento de NaCN debe estimarse en 50% considerando los factores de consumo del NaCN aparte de Au y Ag del mineral y las variaciones de las condiciones de operación.

De todos modos, la recuperación de plata se eleva con el aumento de NaCN y es necesario que se decida la cantidad de uso considerando el aspecto económico.

(Apéndice 06, Tabla 06-003, Nº 16)

(4) Prueba de separación por flotación (Plan de experimentación: Método L8)

Condiciones de experimentación y resultados de la prueba TBL 6-8

Nro.	ACIDO OLEICO g/t	ACEITE DE PINO g/t	GRANULOMETRÍA % malla -200	pH	ESPUMA	
					LEY DE Ag g/t	COEFIC. DE RECUPERACIÓN DE Ag %
1	0	75	100	8,0	780	70,7
2	0	75	90	10,0	860	64,8
3	0	38	100	10,0	1263	69,0
4	0	38	90	8,0	1280	68,8
5	50	75	100	10,0	971	77,4
6	50	75	90	8,0	1319	63,1
7	50	38	100	8,0	1300	69,9
8	50	38	90	10,0	1492	66,6

Condiciones comunes: KAX 200g/t, 15 min.

Tabla de análisis de variancia (recuperación de Ag) TBL 6-9

Fila	FACTOR	Sx10 ²	φ	Vx10 ²	Fo	E(V)
01	A. Ácido oileico	171	1			$\sigma E^2 + 4\sigma A^2$
02	B. Aceite de pino	36	1			$\sigma E^2 + 4\sigma B^2$
03	A x B	496	1			$\sigma E^2 + 2\sigma Ax B^2$
04	C. Granulometría	7.021	1	7,02	6,80*	$\sigma E^2 + 4\sigma C^2$
05	A x C	1.653	1			$\sigma E^2 + 2\sigma Ax C^2$
06	Tolerancia	3.486	1			σE^2
07	D. pH	351	1			$\sigma E^2 + 4\sigma D^2$
	Total	13.214	7			

(Apéndice 06, Tabla 06-007, N° 17-1)

(5) Aplicación del método de cianuración a los productos de separación por flotación

Se aplicó el método de cianuración a los productos de separación por flotación mencionados arriba.

Resultados de la prueba de lixiviación por NaCN con respecto a productos de separación por flotación

TBL 6-10

Tipo de mineral	% en peso	Ley		Distribución		Nota
		Mn %	Ag g/t	Mn %	Ag %	
Mineral de flotación	100,0	12,8	1.048	100,0	100,0	Granulometría: Malla -200 100%
Fluido de extracción	(200)	<0,01	309	<0,01	59,0	
Residuo	99,4	12,9	433	100,0	41,0	
Mineral de flotación	100,0	12,2	42,0	100,0	100,0	NaCN 0,4% 24 horas 24h 40% sólidos
Fluido de extracción	(200)	<0,01	8,3	<0,01	39,2	
Residuo	99,2	12,3	26,0	100,0	60,8	

Coefficiente de recuperación de Ag de flotación = $(70,7 + 69,0 + 77,4 + 69,9)/(4) = (71,75) * (59,0) = 42,33$

Coefficiente de recuperación de Ag de cola = $(100,0 - 71,75 = 28,25) * (39,2) = 11,07$

Coefficiente de recuperación de Ag por lixiviación por NaCN después del tratamiento de separación por flotación = $(42,33) + (11,07) = \underline{53,40\%}$

En cambio, la recuperación de Ag cuando se someta el mineral virgen directamente a la lixiviación por NaCN = 65,88%

En consecuencia, para el tratamiento de lixiviación por NaCN después del tratamiento de flotación, la combinación con la separación por flotación debe evitarse debido a que el agente de separación por flotación ofrece efectos nocivos.

(Apéndice 06, Tabla 06-007, Nº 17-2)

(6) Aplicación de la flotación al residuo del método de cianuración

Como resultado del estudio mineralógico de mineral virgen, se determinó la presencia de calcospirita, calcocita, tetraedrita, covelita, galena, esfalerita, pirita, etc., en dicho mineral. La plata contenida en estos sulfuros es generalmente insoluble en solución cianúrica. Por lo tanto, la cola extraída mediante el fluido de cianuración fue sometida a flotación, y se realizó un ensayo de recuperación de sulfuros.

La cola extraída mediante el fluido de cianuración es muy inferior en cuanto a su propiedad de flotación debido a su tratamiento cianúrico durante muchas horas. La activación del mineral sulfuroso mediante adición de sulfato de cobre y aumento en la cantidad del agente espumante será eficaz para mejorar el efecto de flotación, pero la ley de espuma decae por debajo de la

ley de mineral virgen.

Esta espuma contiene minerales que son insolubles en cianógeno; por lo tanto, se requiere un tratamiento aparte con el objeto de recuperar la plata de la espuma. (Apéndice 06, Tabla 06-008, N° 18)

(7) Prueba de estimación por el autoclave

Especificaciones del autoclave

Fabricante:	Nitto Koatsu
Diámetro interior:	60 mmφ
Altura:	180 mmL
Resistencia a la presión:	200 milibares
Temperatura:	200°C

Los resultados de la prueba indican que el pretratamiento en autoclave es eficaz para mejorar el porcentaje de extracción de la plata. Particularmente, se considera eficaz la adición de un oxidante.

Porcentaje de extracción de plata cuando no se utilizó el autoclave: 56,3%

Porcentaje de extracción de plata cuando se utilizó el autoclave (en blanco): 66,5%

Porcentaje de extracción de plata cuando se adicionó un oxidante al autoclave: 76,8%

El costo operativo con el empleo de autoclave es mejor que el del método de tostación clorurante o el método de tostación por segregación que emplea fuego. Por consiguiente, en los últimos años, la tendencia ha sido la de adoptar el método de oxidación a presión.

(Apéndice 06, Tabla 06-008, N° 19)

(8) Prueba de tratamiento en fluido

Se llavaron a cabo pruebas combinando diversos tipos de métodos de pretratamiento con el método de extracción por NaCN. Como la oxidación a presión con empleo de autoclave fue eficaz para mejorar el porcentaje de extracción de la plata, se llevaron a cabo pruebas en las cuales se analizó la relación entre el cambio en el mineral debido a la adición de productos químicos al fluido de temperatura normal y el porcentaje de extracción de la plata.

En dichos pruebas, el mineral de adherencia magnética, que es inferior en porcentaje de extracción de la plata por NaCN, fue utilizado para analizar el efecto del pretratamiento en mayor escala. El hipoclorito de sodio (NaOCl)

fue eficaz para el pretratamiento en el fluido, indicando que el porcentaje de extracción de la plata es 15,7% mejor que el obtenido por el método sin pretratamiento.

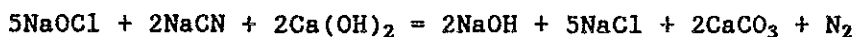
(Apéndice 06, Tabla 06-009, No. 20)

(9) Oxidación en fluido por NaOCl

Como se halló que el hipoclorito de sodio es eficaz para mejorar el porcentaje de extracción de la plata, se llevaron a cabo pruebas adicionales para estudiar en mayor detalle este hallazgo, se analizó el efecto de la cantidad empleada y la diferencia del efecto en el mineral virgen y el mineral de adherencia magnética.

El porcentaje de extracción aumentó alrededor de 0,25%, 0,5% y 1% según la cantidad empleada; sin embargo, esta cantidad empleada debe determinarse desde el punto de vista económico.

En el pretratamiento por NaOCl, la porción de NaOCl que queda en la solución después del tratamiento debe ser eliminada. Si este NaOCl se deja en dicha solución, tiene lugar la siguiente reacción en el proceso de extracción de NaCN subsecuente, lo cual causa la descomposición de NaCN y la separación de NaOH. Por otro lado, el $\text{Ca}(\text{OH})_2$ del fluido se convierte en CaCO_3 y se precipita. Así, la existencia de NaOCl hace que la proporción de disolución de Au y Ag disminuye debido a la reducción del pH, incluyendo la descomposición de NaOH.



Al comparar el método que emplea autoclave con el método de oxidación en fluido por NaOCl, el método de oxidación a presión mediante autoclave ofrece mayores ventajas que el método de oxidación en fluido, teniendo en cuenta el costo del oxidante a emplear y la necesidad de eliminar totalmente el oxidante remanente antes de efectuar la extracción por cianógeno.

(Apéndice 06, Tabla 06-010, N° 21)

(10) Diversos métodos de tostación

En el pretratamiento por tostación, el método de tostación por segregación dio el mejor resultado, de la misma manera que la prueba de estimación. Sin embargo, el método de tostación por segregación tiene el inconveniente de que es necesario efectuar el tratamiento a una temperatura tan alta como 800°C , y el costo del combustible es alto, además de requerir el uso de sal, coque, etc. como aditivos, lo cual representa un mayor costo de procesamiento. Otra desventaja es que durante la extracción por NaCN, es necesario eliminar el coque que se encuentra mezclado con el mineral tostado (la porción de Au o Ag disuelto en el coque es absorbida), lo cual hace el sistema operativo sea

complicado.

(Apéndice 06, Tabla 06-011, N° 22)

(11) Prueba de combinación de diversas técnicas elementales

Se llevaron a cabo pruebas para estudiar el método consistente en la combinación de diversas técnicas elementales.

(Apéndice 06, Tabla 06-012, N° 23)

(12) Oxidación en fluido de NaOCl y coeficiente de recuperación de Au

Además de las pruebas antes mencionadas, mediante los cuales se hallaron que la oxidación mediante pretratamiento es eficaz para mejorar el porcentaje de extracción de la plata, se llevaron a cabo pruebas de confirmación para analizar el efecto del pretratamiento en el coeficiente de recuperación de oro y la relación entre el consumo de cianógeno cuando se aplica el pretratamiento y el coeficiente de recuperación de oro y plata.

Como la proporción de extracción del oro por NaCN es muy buena en comparación con la de la plata, se llevó a cabo una prueba de extracción por NaCN en el mineral tratado con NaOCl y el mineral sin dicho tratamiento, a una baja concentración de NaCN, 0,1%, que no es apropiada para la plata.

El tratamiento por NaOCl se efectuó agitando la solución durante 2 horas, en la cual la cantidad efectiva de cloruro era de 1% del mineral virgen, efectuándose luego el lavado exhaustivo.

A pesar de la baja concentración de NaCN (1%), aprox. el 80% del oro fue disuelta y se observó poca diferencia entre el mineral tratado con NaOCl y el mineral sin dicho tratamiento. En cuanto a la plata, se observó un efecto mayor y el tratamiento por NaOCl no reduce la proporción de extracción del oro debido a que generalmente existe una correlación positiva en el coeficiente de recuperación entre el oro y la plata.

(Apéndice 06, Tabla 06-012, N° 24)

6.1.6 Prueba de concentración total

(1) Prueba de concentración total (I)

La prueba de concentración total (I) se llevó a cabo de acuerdo con la siguiente secuencia.

Fig. 6-2

Mineral virgen Malla -200, 100%

Extracción por NaCN Concentración del pulpa 40%
Fluido de NaCN de 0,3%
24 horas
pH 11 -> 10,5 (fin)

Solución madre (1)

Residuo

Separación magnética 3.000G, tipo disco

Adherencia magnética Sin adherencia magnética

<u>Tratamiento por NaOCl</u>	Contenido efectivo de cloro 0,5% 2 horas Concentración de pulpa 33,3%	<u>Tratamiento por NaCN</u>	Concentración de pulpa 40% Fluido de NaCN de 0,3% 24 horas pH 11 -> 9,5
------------------------------	---	-----------------------------	--

Sólido

Fluido (eliminado)

Fluido (3)

Residuo (2)

<u>Extracción por NaCN</u>	Concentración de pulpa 40% Fluido de NaCN de 0,3% 24 horas pH 11 -> 10,6 (fin)
----------------------------	---

Fluido (2)

Residuo (1)

Distribución total del fluido de extracción:

Au	96,1 + 0,6 + 1,7 = 98,4%
Ag	70,8 + 6,2 + 3,5 = 80,5%

Consumo de cianógeno:

Lixiviación del mineral virgen primario	3.720 g/t
Mineral atraído secundario	498 g/t

Mineral no atraído secundario	2.366 g/t
Total	6.584 g/t

(El número indica el valor por tonelada de mineral virgen.)

(Apéndice 06, Tabla 06-013, Nº 25)

(2) Prueba de concentración total (II)

La prueba de concentración total (II) se llevó a cabo de acuerdo con la siguiente secuencia.

Fig. 6-3

Mineral virgen Malla -200, 100%

<u>Extracción por NaCN</u>	Concentración del pulpa 40%
	Fluido de cianuración de 0,3%
	24 horas
	pH 11 -> 10,5 (fin)

Solución madre (1) Residuo

<u>Tratamiento por NaOCl</u>	Contenido de cloro efectivo 0,5%
	2 horas
	Concentración de pulpa 33,3%

Sólido Fluido (eliminado)

<u>Extracción por NaCN</u>	Concentración de pulpa 40%
	Fluido de cianuración de 0,3%
	24 horas
	pH 11 -> 9,8 (fin)

Fluido (2) Residuo

Distribución total del fluido de extracción:

Au	96,1 + 2,3 = 98,4%
Ag	70,4 + 6,4 = 76,8%

Consumo de cianógeno:

Lixiviación del mineral virgen primario	3.712 g/t
Lixiviación del residuo primero	3.225 g/t

Por consiguiente,

$3.712 + 3.225 = 6.937 \text{ g/t}$

(Apéndice 06, Tabla 06-013, Nº 26)

(3) Prueba de concentración total (III)

La prueba de concentración total (III) se llevó a cabo de acuerdo con la siguiente secuencia.

Fig. 6-4

Mineral virgen Malla -28

Separación magnética (Separador magnético pareado, 3.000G)

Adherencia magnética

Sin adherencia magnética

Malla -200, 90%

Malla -200, 90%

Tratamiento por NaOCl

Flotación

Sólido

Fluido (eliminado)

Extracción por NaCN

Espuma

Cola

Fluido (1) Residuo (1)

Tratamiento por NaOCl

Sólido

Fluido (eliminado)

Extracción por NaCN

Extracción por NaCN

Fluido (3)

Residuo (3)

Fluido (2) Residuo (2)

Nota: Condiciones de flotación:

Granulometría del mineral molido: Malla -200, 90%

Aceite de pino: 38 g/t, #208 30 g/t

KAX: 200 g/t

Tratamiento por NaOCl:

Cloro efectivo del sodio 1% (contra la cantidad de mineral); lavado y deshidratación después de tratamiento de 2 horas

Extracción de NaCN:

Concentración de la pulpa 40%, concentración del sodio de cianuración 0,2% (suministrado con 2, 6 y 24 horas para mantenerse a 0,2%)

Distribución total del fluido de extracción:

Au 11,9 + 15,4 + 68,3 = 95,6%

Ag 3,5 + 16,4 + 31,2 = 51,1%

Consumo total de cianógeno: 4.255 g/t
(Detalle: Conversión por tonelaje del mineral virgen, mineral atraído 380 g/t, espuma 363 g/t, cola 3,512 g/t)
(Apéndice 06, Tabla 06-014, N° 27)

(4) Prueba total de concentración (IV)

Se realizó la prueba total de concentración (IV) según el flujo que se indica a continuación.

Fig. 6-5

Mineral crudo

Tratamiento en autoclave
(Condición de tratamiento: TBL 6-11)

Trituración a malla -200
(Sólo malla -28)

Lixiviación por NaCN
(NaCN 0,4%, pH 11,0, 48 horas)

Filtrado 2h 2h Residuo

Filtrado 4h 2h Residuo

Filtrado 7h 3h Residuo

Filtrado 24h 18h Residuo

Filtrado 30h 6h Residuo

Filtrado 48h 18h Residuo (Cake)

Nro.	COEFICIENTE DE RECUPERACIÓN (%)		CONDICIONES DE TRATAMIENTO A PRESIÓN				
	Ag	Au	GRANULOM. (Malla)	TEMPER. (°C)	PRESIÓN (kg/cm ²)	TIEMPO (min)	PRESIÓN INICIAL (kg/cm ²)
1	73,8	93,1					
2	74,5	96,7	-200	212	19,4	30	Aire 1,1
3	76,9	95,3	-200	211	19,1	15	
4	75,9	95,3	-200	213	19,1	60	
5	74,3	96,7	-200	182	9,8	30	
6	77,1	94,6	-200	206	18,1	30	O ₂ 5,3
7	76,2	95,8	-200	211	23,6	30	Aire 1,2
8	74,4	96,5	-200	211	24,8	30	O ₂ 5,2
9	74,7	97,1	-200	206	33,1	30	O ₂ 10,1
10	82,1	98,1	- 28	211	19,5	30	
11	86,8	98,4	- 28	210	24,1	30	O ₂ 5,1

Nota: Condiciones comunes: NaCN 0,4%, 30 horas

Quando se haya efectuado el tratamiento previo en el método de oxidación a presión, el coeficiente de recuperación del proceso de lixiviación por NaCN se estima en 80-85% para la plata y de 97-98% para el oro.

En el aspecto del resultado del proceso, este método resulta sumamente alto comparado con los otros métodos; en el aspecto del costo inicial es más económico que la tostación, similar a la separación magnética húmeda; en cuanto al costo de operación es más económico que la tostación y oxidación en fluido. Técnicamente existen posibilidades de reducción de costos pero para la operación práctica, deberán realizarse los estudios técnicos y económicos.

(Apéndice 06, Tabla 06-015 a 020, N° 28-1 a N° 28-11)

6.1.7 Estudio mineralógico

- (1) Resultados de análisis microscópico de fragmentos pulidos
(Apéndice 06, Cuadro 06-001)
- (2) Resultados de análisis microscópico de cortes delgados
(Apéndice 06, Cuadro 06-002)
- (3) Resultados de análisis de superficie por EPMA
(Apéndice 06, Cuadro 06-003)

- (4) Resultados de análisis de difracción por rayos X
(Apéndice 06, Cuadro 06-004)
- (5) Resultados de análisis cualitativo por EPMA
(Apéndice 06, Cuadro 06-005)

6.1.8 Conclusiones sobre la prueba

El objetivo principal de esta prueba es mejorar el coeficiente de recuperación de la plata. Las conclusiones con respecto a este objetivo son las siguientes:

- (1) Este mineral es mineral auroargentífero con contenido de manganeso, que consume una gran cantidad de cianógeno. Por lo tanto, la técnica para mejorar el coeficiente de recuperación de la plata se encuentra limitado por aspectos económicos, tal como consumo de cianógeno.
- (2) Se tienen las siguientes técnicas para mejorar el coeficiente de recuperación de la plata:
 - 1) Aumento de la cantidad del sodio de cianuración empleado
 - 2) Ejecución del tratamiento previo a la extracción por cianuración
 - Método de tostación por segregación
 - Método de oxidación en fluido empleando un oxidante
 - Método de oxidación forzada (con empleo de autoclave)

Se espera que el coeficiente de recuperación de la plata aumente hasta el 80%.

(3) Propiedades del mineral

- 1) El mineral contiene aprox. 20% de minerales con magnetismo relativamente fuerte (adherencia magnética con 3.000-5000 gauss). Al realizar la separación magnética de este mineral, si el tamaño de las partículas es tan fino como el correspondiente a malla - 200, es difícil aplicar la separación magnética común.
- 2) A mayor magnetismo, más difícil será la extracción de la plata de los minerales con fuerte magnetismo (adherencia magnética con 3.000 gauss: 33,3%).
- 3) Si los minerales con fuerte magnetismo son sometidos a pretratamiento, el coeficiente de extracción aumenta (adherencia magnética con 5.000 gauss: 54,3% -> 70,0%).

- 4) Con respecto a la aplicación de flotación, los minerales de sulfuro que contienen plata, contenidos en el mineral, pueden ser concentrados como espuma de flotación hasta cierto punto, pero el coeficiente de recuperación de la plata es tan bajo como 70%, y su ley es aprox. 1.000g/t. Por lo tanto, no se puede obtener ningún producto solamente con espuma.

Cuando la espuma y la cola separadas son sometidas a extracción por cianógeno, su proporción de extracción total disminuye por debajo del valor obtenido mediante la extracción directa por cianógeno del mineral sin someterlo a flotación, debido al posible efecto de los reactivos de flotación.

Debido al bajo coeficiente de recuperación de la plata en flotación, es necesario realizar la extracción por cianógeno de la cola también. Por consiguiente, puede considerarse no apropiada la adopción de la flotación para mejorar el proceso previa a la extracción por cianógeno.

Asimismo, si la flotación se lleva a cabo después de la extracción por cianógeno, es necesario utilizar sulfato de cobre, etc. como activador (el cianógeno es un inhibidor) para eliminar el efecto del cianógeno, haciéndolo poco interesante.

- 5) Relación entre la mejora en la proporción de extracción de la plata y la proporción de extracción del oro

La proporción de extracción del oro es mejor que la de la extracción de la plata (Au > 95%), y se dice que los valores Au=90% y Ag=40% son los indicados en el sitio argentino.

Un medio eficaz para mejorar la proporción de extracción de la plata es adoptar el método de oxidación en fluido empleando un oxidante y el método de oxidación a presión empleando un autoclave. El método de oxidación a presión soplando el gas oxígeno se emplea en diversas partes del mundo.

De acuerdo con los resultados de los ensayos de confirmación, puede afirmarse que el pretratamiento por oxidación del mineral no reduce el porcentaje de recuperación del oro, sino que más bien lo mejora.

6.1.9 Propuesta para un plan de mejora

Se considera que el siguiente plan mejora el coeficiente de recuperación de la plata, aunque dicha mejora debe ser estudiada, incluyendo el aumento en la producción de minerales en sitio y, finalmente, este depende de un criterio económico.

(1) Determinación de la concentración apropiada (consumo) del sodio de cianuración

De los resultados de las pruebas, puede establecerse que el coeficiente de recuperación de la plata se incrementará si se aumenta la concentración del sodio de cianuración. Sin embargo, la relación entre el consumo del sodio de cianuración y el coeficiente de recuperación de la plata no es lineal, y el aumento en el coeficiente de recuperación de la plata no varía una vez que el sodio de cianuración alcanza cierta cantidad.

Por lo tanto, es necesario determinar el consumo que garantiza la mayor rentabilidad, para lo cual debe compararse el aumento de costo debido al aumento en el consumo del sodio de cianuración con el aumento de ingresos como resultado de la mejora en el coeficiente de recuperación de la plata. Naturalmente, la relación entre ambos variará si el precio de mercado de la plata sube en el futuro.

(2) Se aplica el método de oxidación a presión.

En la prueba utilizando la autoclave, se considera económicamente más beneficioso realizar el tratamiento previo por el método de oxidación a presión separando y reduciendo el mineral de fuerte magnetismo de bajo rendimiento de la lixiviación de plata y del mineral flotante de la concentración por flotación.

Sin embargo, el separador magnético tipo húmedo de granulometría fina (malla -200) con alto magnetismo (3.000G) no es práctico por ser elevado el monto de inversiones en instalaciones y el costo de mantenimiento.

Además, en la flotación, es baja la recuperación de plata y se reduce el efecto del tratamiento previo contra la espuma de flotación y al mismo tiempo es desfavorable debido a que los efectos de la lixiviación por NaCN de la cola de flotación se reduce por los efectos retardados del agente de flotación.

En consecuencia, para utilizar el método de oxidación a presión, es necesario que se desarrolle la técnica para realizar económicamente la oxidación a presión de todo el mineral previo a la lixiviación por cianuración.

Debido a que la parte principal del costo de operación del método de oxidación a presión es el costo de energía, es necesario que se busque el ahorro, desarrollando por ejemplo el presurizador de alto rendimiento térmico, el uso del azufre que contiene el mineral o realizando la investigación sobre la reducción del contenido de agua del mineral.

(Apéndice 06-006)

6.2 Situación Actual de la Operación de la Planta de Concentración

6.2.1 Objeto

Se realizó el estudio para que la situación actual de operación se refleje en la elaboración del plan de desarrollo.

6.2.2 Situación general de la operación

(1) Volumen de producción

TBL 6-20

	Volumen de procesamiento (t/año)	Ley (g/t)		Producción (g/año)		Recuperación (%)	
		Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
Método de cianuración*							
88	76.276,2	5,68	-	404.447	2.840.854	93,35	38,84
89	86.955,8	5,94	92,69	484.823	3.540.392	93,86	43,93
90	83.890,0	6,28	-	488.128	4.016.674	92,65	43,41
Lixiviación en pila**							
88	45.381	-	-	75.261	807.182	-	-
89	43.312,6	2,40	48,77	74.364	785.968	71,54	37,21
90	35.373,0	2,13	52,39	56.383	600.823	74,07	32,09

*: Volumen de procesamiento entre 1985 y 1990, con iniciación de operación en 1985: 519.415t

** : Volumen de procesamiento entre 1986 y 1990, con iniciación de operación en 1986: 168.710t

(2) Personal

(a) Régimen de 3 turnos con 4 relevos (relevos/5 días)

(b) Horario de trabajo

Grupo A: 04:00 - 12:00
Grupo B: 12:00 - 20:00
Grupo C: 20:00 - 04:00
Grupo D: Descanso

(c) Composición de cada turno

Trituración	2	
Molino de bola	1	
Espesador	1	
Filtro	1	Total 10 personas/turno
Precipitación	1	
Reparación	1 - 2	
Muestreo	1	
Jefe de turno	1	

(d) Disposición

TBL 6-21

	Turno 1	A	B	C	D	Total
Planta	14(5)	10(1)	9(1)	10(1)	9(1)	52(9)
Lixiviación en pila	1(1)	3	4	2	4	14(1)
Total						66(10)

La cifra entre paréntesis es el número de jefes de turno.

(3) Energía consumida y potencia instalada

2.576.600 KWH/1990 (resultado)

<u>Proceso</u>	<u>Potencia instalada (HP)</u>
Trituración	198
Molino de bolas	375
Espesador, filtro	185
Precipitación	114
Fusión	16
Lixiviación en pila	130
Reparación	40
Total	1058 HP

(4) Volumen de agua utilizado

El volumen de agua fresca utilizado en toda la mina es el 58% de 650m³/d, es decir, 380m³/d. El volumen total de agua utilizado para el proceso de cianuración es de alrededor de 1000m³/d.

El consumo de agua fresca cuando se utilice el filtro para deshidratación de la cola de cianuración es de alrededor de 80 - 150m³/d, pero al usarse el espesador por falta de capacidad del filtro es necesario usar gran cantidad de agua para el lavado de cianuración y transportación de la cola, resultando alrededor del valor citado arriba.

(5) Elementos de costo unitario (resultado)

TBL 6-22

Clasificación	Artículos	Consumo	US\$/t	Observaciones
Producto de secundario de acero	Bolas	0,94kg/t	1,46	1,55 US\$/kg; producto nacional
	Revestimientos		0,68	Trituración, morienda; producto nacional
Reactivos	NaCN	1,2kg/t	1,56	1,30 US\$/kg; Alemania
	Ca(OH) ₂	3,1kg/t	0,56	0,18 US\$/kg; producto nacional
	Otros		0,46	Floculante, etc.

(6) Edificios y disposición de los equipos

[Apéndice 06, Figura 06-001 - 003]

(7) Flowsheet de concentración

[Apéndice 06, Figura 06-004]

(8) Especificaciones de equipos

[Apéndice 06, Tabla 06-017 - 019]

6.2.3 Proceso de trituración

(1) Generalidades

El mineral crudo es transportado desde la bocamina con camiones de 10t y se acumula en las tolvas de mineral de crudo de 250t con grilla de 300mm x 300mm (número de máquina (1) descrito en el Flowsheet adjunto, ídem).

Flowsheet de concentración: [Apéndice 06, Figure 06-004]

Especificaciones de los equipos y maquinarias de concentración: [Apéndice 06, Tabla 06-017]

El mineral acumulado es alimentado a la cinta transportadora de 40" (3) con el alimentadora alternativa (2) y después de eliminarse las granulometrías de menos de 2" con la parrilla fija (4) con inclinación de 30°, se tritura a menos de 2" con el triturador de mandíbulas (5) de 17" x 25" (producto nacional).

Este mineral nuevo alimentado es cribado con la zaranda vibratoria (7) (producto nacional) de doble piso 1,2m x 3,0m junto con el mineral de retorno (9), (10) (aproximadamente 100%) que viene de la triturador de cono (brasileira) y la granulometría de menos de 3/8" se acumula en la tolva de mineral del molino de bolas (12) de 1000t.

Por otra parte, el mineral en la red de la criba, después de triturarse a menos de 3/8" con el triturador de cono de 3" se mezcla con el mineral descargado desde la triturador de mandíbulas (6) mediante el transportador de retorno.

En cuanto al personal, se dispone una persona en la boca de alimentación de mineral de la parrilla fija y otra en la triturador de cono respectivamente. Mediante la supervisión de la cantidad de alimentación del mineral a la triturador de cono se regula el volumen de procesamiento por la operación ON-OFF de la alimentadora alternativa.

(2) Capacidad de procesamiento

TBL 6-23

	Volumen de procesamiento (t/año)	Tiempo de operación (h/año)	Volumen de procesamiento por hora (t/h)
Mineral de alta ley para planta	86.962	1.465,5*	59,0
Mineral de baja ley para Heap	43.316	854,2	50,7
Total	130.278	2.319,7	56,2*

(Potencia de consumo: 100kWh)

*: Horas de operación de la alimentadora alternativa (horas de ON de la operación ON-OFF; horas de operación del proceso de trituración total son 5 - 6 horas/turno, resultando en la capacidad real de 30t/h.

(3) Granulometría de trituración

TBL 6-24

Granulometría	3"	2"	1"	3/4"	1/2"	3/8"	1/4"	-1/4"	Total	
Buzón de mineral crudo	56,4	6,4	7,1	2,9	3,3	2,4	3,7	17,8	100%	
Alimentación para zaranda vibratoria	-	9,7	13,7	1,6	2,4	4,0	28,2	40,3	100%	
Alimentación C.C.	-	13,6	25,3	8,2	10,3	10,8	(-3/8") 31,9		100%	
Descarga C.C.	-	-	-	-	-	4,5	36,3	59,2	100%	
Mineral del molino de bolas	-	-	-	-	-	0,3	22,4	7,5	69,8	100%

(4) Consumo de materiales

El revestimiento, malla y transportadores son totalmente productos nacionales.

TBL 6-25

Instalaciones	Materiales consumibles	Duración	US\$/unidad
Trituradora	Revestimiento	3 meses	1.300
Zaranda vibratoria	Malla	4 meses	400
C.C.	Mantle	1,5 meses	800
	Cóncavo	3,0 meses	2.000
Transportador			20 \$/m

6.2.4 Proceso de molienda

(1) Generalidades

Desde la tolva del molino de bolas de 1000t el mineral se alimenta con el transportador de 16" (13) y luego se alimenta al molino de bolas de 7" x 7" (14) (producto nacional) junto con el overflow (densidad de pulpa 75%) del ciclón tipo Dorr de 12" (15) (producto de los Estados Unidos).

El molino de bolas (densidad de pulpa 70%) se regula con el agua de retorno (Sol. molienda) (28) que pasa principalmente por el proceso de lavado de cianuración y la lixiviación en pila y una pequeña cantidad de agua fresca.

La descarga del mineral del molino de bolas se alimenta al ciclón antes citado con una densidad de pulpa de 40% a una presión de 0,8kg/cm² con la bomba de arena de 4" x 5" (16) (brasileña) y el overflow se envía al espesador de 50" (17) para la cianuración con una densidad de pulpa de 25%.

El NaCN (alemán) (1,2kg/t) y Ca(OH)₂ (producto nacional) (3,1kg/t) para la cianuración se dosifica en la alimentación del molino de bolas.

La cantidad de carga de bolas se mantiene en un total de 13t utilizando bolas de 60φmm.

El pH en el molino se mantiene a 11,5 y la concentración de cianógeno en 4.000ppm. Sin embargo, al medirse la concentración de cianógeno con el tubo detector tipo YOSHI, casualmente no tenía más que 1.000ppm, lo que hace suponer que varía considerablemente debido al contenido de sulfuros en el mineral y a los otros factores.

(3) Granulometría de trituración

- (1) Alimentación del molino de bolas:
+1/4" 10%; -1mm 44%; -1mm 46% (F₈₀ = 4.000μm)
- (2) Overflow del ciclón:
+65#, 1,5%; +325#, 48,5%; -325#, 50,0% (P₈₀ = 120μm)

(4) Operating Work Index

Motor: 225kW, 380V, 224A (valores medidos), cos φ = 0,9 (valor medido), = 0,9

Entonces, se calcula como sigue:

$$W_{10} = 13,7\text{kWh/s.t.}$$

El grado de trituración del mineral por el método Hard Glove es de 10,85kkW/s.t. como se indica en 6.1.3 (5).

W₁₀ indica el rendimiento del sistema de molienda incluyendo el clasificador, bombas, etc. y cuando la diferencia del valor entre el método Hard Glove es de este grado, se juzga que las condiciones de operación son sumamente buenos.

(5) Materiales de consumo

TBL 6-26

Instalaciones	Materiales consumibles	Consumo, duración	US\$/unidad
Molino de bolas	Bola	0,94kg/t	1.55US\$/kg
	Revestimiento cilíndrico	9 meses	16.000US\$
	Revestimiento lateral	8 meses	"
Ciclón	Revestimiento interior	5 meses	100US\$
	Apex	1 mes	36US\$
	Vortex	12 meses	200US\$
Bomba	Forro	1.800h	310US\$
	Impulsor	1.800h	300US\$
Reactivo	NaCN	1,2kg/t	1,70US\$/kg
	Ca(OH) ₂	3,1kg/t	0,18US\$/kg

6.2.5 Proceso de cianuración (1)

El overflow del ciclón Dorr de 12" del proceso del molino de bolas se alimenta al espesador Dorr Nº 1 de 50" x 10" (17), y el underflow del espesador se concentra hasta el 54% de la densidad de pulpa. Luego, se envía al agitador de 30" x 25" (21) de la siguiente etapa con la bomba de diafragma tipo Dorrco (19).

En cuanto al overflow del espesador, después de eliminarse los sólidos suspendidos por sedimentación en el tanque de purificación (montado sin rastrillo) del tipo espesador Dorr de 50" x 10" (18) de la siguiente etapa, se envía con la bomba Warthington de 3" x 2" (20) al proceso de precipitación por polvo de cinc a través del tanque de solución pregnante (29).

(2) Datos de operación

TBL 6-27

Equipo	Tipo de mineral	Ley (g/m ³) Au Ag	CN ⁻ (ppm)	pH	Densidad (% de sólido)	Caudal (m ³ /d)	SS (ppm)
Espesador Nº 1	Feed		940	11,5	25	1.075	
Cap. 550m ³	O-flow	2,5 14			-		20-30
	U-flow		70		54	385	
Tanque de lavado	O-flow		820	11,5		690	10-15
Cap. 550 ³	U-flow	(Retorno al espesador Nº 1)					

6.2.5 Proceso de lixiviación por cianuración (2)

(1) Generalidades

- (a) El overflow del espesador N° 1 se alimenta al agitador tipo Dorr de 3" x 25" conectado en serie a la tercera etapa y rebosa espontáneamente al agitador de la siguiente etapa por el efecto de air-lift del aire comprimido (3kg/cm^2 , $5\text{m}^3/\text{min}$) que sale del rastrillo que gira lentamente (3rpm).

Al igual que en el proceso del molino de bolas, en el agitador se regula y se mantiene a una densidad de pulpa de alrededor del 40% utilizando el agua de retorno que pasa por el lavado de cianuración y la lixiviación en pila.

- (b) En el proceso del agitador, el mineral, retenido durante aproximadamente 60 horas de la lixiviación, se alimenta a los espesadores tipo Dorr de 50" x 10" (N° 2, 3, 4, y 5) (22), (23), (24) y (25) conectados en serie a la cuarta etapa.

Para el overflow del espesador, se han dispuesto sucesivamente las pendientes desde el N° 5 hacia N°2; para el underflow, se han dispuesto las bombas de diafragma del tipo Dorrco (19) desde los números bajos hacia los números altos, es decir, se efectúa el lavado del mineral por el método C.C.D. (decantación en contracorriente).

La densidad de pulpa del underflow del espesador se regula para que se mantenga a 52%, y como agua de lavado se utiliza el líquido filtrado (30) del proceso de precipitación por polvo de cinc.

- (c) El overflow del espesador N° 2 se recicla al tanque (cap. 300m^3) (28) para agua de del molino de bolas con la bomba Warthington de 4" x 3" (27) como fluido final de lavado, y una parte se envía al sistema de lixiviación en pila (42) con otra bomba de la misma capacidad.

En cuanto a la solución pregnante de lixiviación en pila (46), también se recicla al tanque para agua del molino de bolas (28).

- (d) El underflow (24) del espesador N° 4 corresponde al 70% del volumen total del procesamiento, y esta pulpa se deshidrata hasta el 25% de contenido de agua con el filtro de disco de 10" x 5" (26) y se dispone en la playa de cola mediante las cintas transportadoras y el camión.

Por otra parte, el 30% restante se alimenta al espesador N° 5 (25) y se concentra al underflow (densidad: 54% de sólido). Luego, se dispone por el método de descarga por gravedad a la playa de cola a través de la bomba tipo Dorrco (19).

(2) Agitador

(a) La compresión de aire se efectúa para suministrar el oxígeno necesario para la lixiviación del oro, pero según los resultados de las pruebas de oxidación en fluido de las pruebas de concentración del punto 6.1 o de las pruebas de oxidación a presión, se supone que también se acompañan efectos de aceleración por oxidación del mineral.

(b) Datos de operación del agitador

TBL 6-28

		Caudal (m ³ /d)	Densidad (% Sólido)	Ley (g/m ³)		pH	CN ⁻ (ppm)
				Au	Ag		
Agitador #1 (Cap. 500m ³)	Alimentación	385	54%	2	70	11,5	
	O-flow	594	40	4	28		800
"	#2 O-flow	594	40			11,5	600
"	#3 O-flow	594	40			11,5	

Tiempo de retención: $T = (500 \times 3/594) (24) = 60,6h$

(c) La relación entre el tiempo de retención del agitador y el coeficiente de lixiviación es como se muestra en la siguiente tabla.

TBL 6-29

Tiempo de retención		0	5	10	15	20	25	30	35	40
Ley Solución (g/m ³)	Ag	24,5	28,2	31,1	31,5	32,9	33,2	"	"	"
	Au	3,21	3,55	3,69	3,76	3,84	3,86	3,87	3,89	3,91
Mineral	Ag	85,2	79,8	75,3	74,5	71,9	"	"	"	"
	Au	1,54	1,01	0,81	0,71	0,58	0,56	0,56	0,51	0,49

Con respecto a la plata, llega a su límite máximo con un tiempo de retención de 25 horas, y con respecto al oro es suficiente con 40 horas.

Efectivamente, de las 3 unidades de agitadores estaba averiada una unidad pero no se observó ninguna variación en el resultado del proceso.

(3) Datos de operación del espesador C.C.D.

TBL 6-30

		Caudal (m ³ /d)	Densidad (% Sólido)	Ley (g/m ³) Au	CN ⁻ (ppm)	pH
Espasador N° 2	O-flow	1.170	-	3,9	740	11,8
	U-flow	408	52			
Espasador N° 3	O-flow	968	-	0,7		
	U-flow	408	52			11,0
Espasador N° 4	O-flow	780	-	0,4	770	
	U-flow	408	52			11,0
Espasador N° 5	O-flow	(278)	-	0,2	300	
	U-flow	(385)	54			
Filtro de disco	Cake	220	75	0,4		
	Fluido filtrado	188	-	0,4	100	11,0

Entre paréntesis son valores durante la avería del filtro de disco.

(4) Estimación del comportamiento de proceso

- (a) Con respecto a las condiciones de operación en el sitio, se realizó el estudio de la concentración de cianógeno en 10 lugares por medio del densitómetro de cianógeno sencillo que se había llevado. Sin embargo, debido a la falla del caudalímetro en el sitio e irregularidades en otros valores de análisis, así como el mezclado y procesamiento de la solución del sistema de lixiviación en pila, fue sumamente difícil determinar en corto tiempo las condiciones generales en relación al comportamiento de cianuración de cada mineral de alta ley.

En consecuencia, con respecto al proceso actual, el panorama general se determinó colocando unos valores apropiados y efectuando la simulación del sistema C.C.D.

- (b) Al esquematizar el sistema de operación actual, resulta según la Fig. 6-6.

A1, A2, ----, A18 de la figura indican el caudal (m^3/d) que fluye entre las instalaciones principales. Además, las cifras anotadas en el renglón de arriba de los símbolos de caudal indican la densidad de pulpa (% de sólido).

- (c) En la operación actual, las siguientes densidades de pulpas son relativamente estables, y se ha tomado consecuentemente como valor de consigna.

Overflow del molino de bolas, 25%; underflow del espesador N° 1, 54%; agitador, 40%; cake del filtro de disco, 75%; underflow de los espesadores N° 2 - N° 4, 52%; underflow del espesador N° 5, 54%.

- (d) La ley de oro del fluido de descarga de precipitación de cinc en polvo es también estable (dosificación de cinc en polvo para seguridad), y este valor se tomó como $Au_2 = 0,1g/m^3$.

- (e) El volumen de procesamiento y la ley del mineral original se fijó como sigue, respectivamente: $T_m = 300t/d$, $Au_1 = 6,0g/t$.

- (f) La solubilidad de Au en el sistema del molino de bolas y espesador N° 1 se fijó en X_1 y la solubilidad en el sistema del agitador en X_2 , el volumen de agua fresca utilizado en X_3 y X_4 .

- (g) Bajo las condiciones indicadas se simuló los valores X_1 , X_2 , X_3 y X_4 de manera que la ley de oro en el agua de cake del filtro se igualara con los resultados de la operación actual ($Au_0,3 - 0,4g/m^3$).

- (h) Suponiendo que la concentración de oro en fluido de los espesadores N° 1, N° 2, N° 3, N° 4 y N° 5 y del filtro de disco sea U, W, X, Y, Z y F respectivamente, se obtienen los siguientes valores como se muestra en la Fig. 6-6:

$U = 2,84$, $W = 1,94$, $X = 0,77$, $Y = 0,42$, $Z = 0,28$, $F = 0,32$ (g/m^3)
Por lo tanto, se obtiene el valor aproximado de la ley de Au en cada punto de los datos de operación de la cláusula anterior y se supone que este valor representa prácticamente la situación actual.

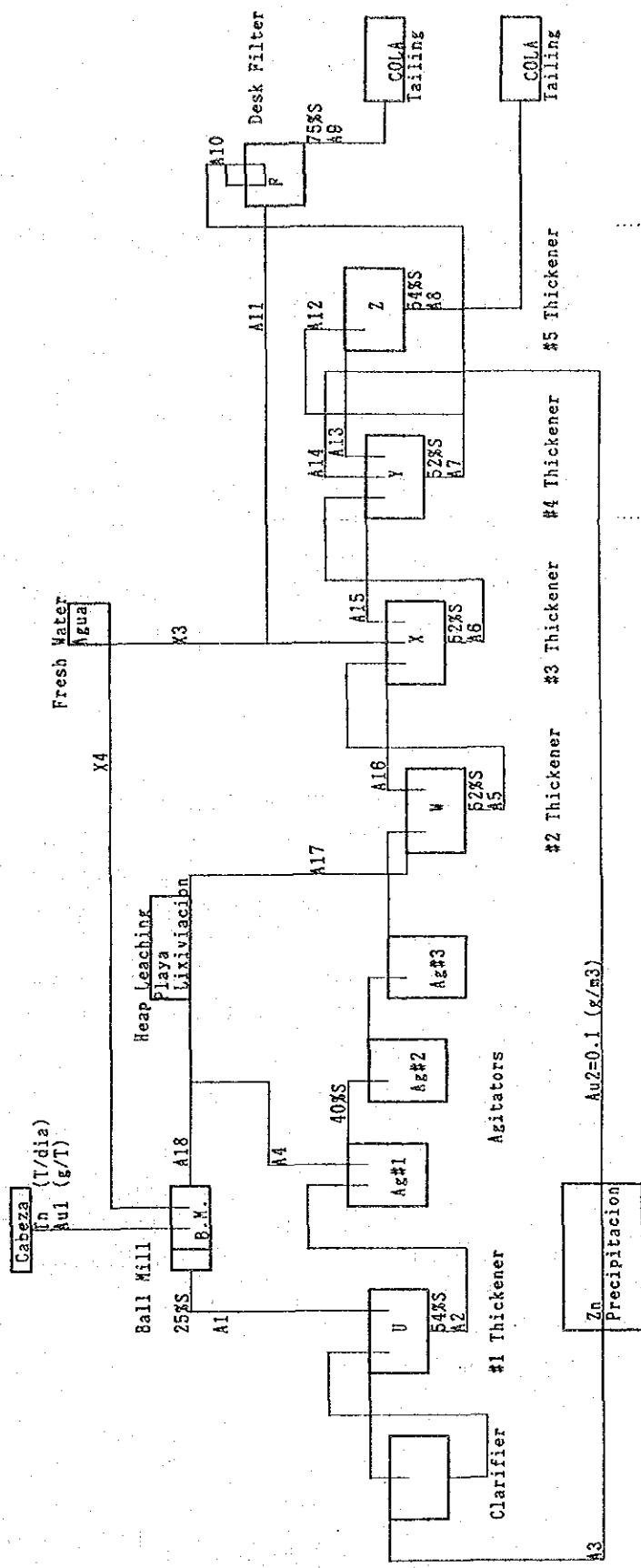
Resultados del cálculo

TBL 6-31

	m ³ /día	Au (g/m ³)
A1	900,0	-
A2	155,5	2,84
A3	644,4	2,84
A4	183,9	-
A5	276,9	1,94
A6	276,9	0,77
A7	276,9	0,43
A8	76,7	0,28
A9	70,0	0,32
A10	193,8	-
A11	223,8	0,32
A12	83,1	-
A13	650,9	0,28
A14	644,4	0,10
A15	650,9	0,43
A16	874,7	0,77
A17	1.037,2	1,94
A18	853,3	-

MODELO DEL CIRCUITO DE LA PLANTA

Fig 6-6



BALANZA DE LIQUIDO y ORO

- (1) $(A2+A3)(V) = (A18)(W) + (Tn)(Au1)(X1) + (X4)$
- (2) $(A5+A17)(W) = (A2)(V) + (A4)(W) + (Tn)(Au1)(X2) + (A16)(X)$
- (3) $(A6+A16)(X) = (A5)(W) + (A11)(F) + (A15)(Y) + (X3)$
- (4) $(A7+A15)(Y) = (A6)(X) + (A13)(Z)$
- (5) $(A8+A7)(Z) = (A12)(Y) + (A14)(AU2)$
- (6) $(A9+A11)(F) = (A10)(V)$

CONDICION DE CALCULO

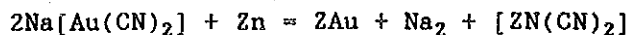
- En caso de
- Tn=300 (l/dia)
- X1=50%
- X2=44%
- X3=100 (m3/dia)
- X4=46.7 (m3/dia)

RESULTADO

- U=2.84 (g/m3)
- W=1.94
- X=0.77
- Y=0.43
- Z=0.28
- F=0.32

6.2.6 Proceso de precipitación de cinc de polvo

El overflow de la clarificadora se sujeta al filtro de arena (32) a través del tanque de solución pregnante y después, en la torre Merrill Crowe de 1,25mφ x 4,5mH (33), se desoxida el oxígeno disuelto en el fluido hasta 5ppm bajo vacío de 500mHg, y es precipitado por el cinc de polvo (malla 400 90%, 92% de cinc) (34).



Debido a que además de Au y Ag, en la solución están mezclados compuestos complejos de metal en el mineral, compuestos de azufre, oxígeno disuelto, etc., la norma de dosificación del cinc de polvo se fija en 4 de cinc (aprox. 60kg/d) para 1 de Au y Ag.

Los precipitados se deshidratan a gravedad por medio de 4 unidades de filtros de saco de tipo batch de fabricación propia. Los precipitados (ley de Au 6%, Ag 34%, Zn 40%) dentro del filtro de saco se recuperan cada 15 días.

En otra parte, el fluido filtrado (Au 0,1, Ag 0,2g/m³) se acumula en el tanque (30) por medio de la bomba Warthington de 3" x 2" (37) y luego se utiliza retornando al proceso de lavado.

6.2.7 Proceso de fusión

El cake del proceso de precipitación (90% de sólidos) se seca en el horno de secado (700°C) (38) y luego se dosifican los fundentes (bórax, arena de sílice, Na₂CO₃, Na₂NO₃) (39), y se recupera en el horno primario (3" x 3", 950°C) (40) y horno secundario (3" x 3", 1.200°C) y se funde en el ánodo como bullión (Au 11%, Ag 87%, 23kg/pieza) (41).

Este proceso se hace funcionar alrededor de una vez por semana.

En la planta está instalado el detector de metales en la entrada y está prohibido la entrada de personas ajenas.

6.2.8 Refinación del oro

El bullión así fundido se transporta a Catamarca y se somete a la electrólisis de oro y plata y se refina como Au 99,99% o Au 99,9% (con penalidad de 0,3%) y se pone en venta por licitación una vez por mes.

Por ley provincial de Catamarca, el 10% del Au y Ag producido se entrega como regalía a la Provincia de Catamarca, aunque se reduce al 3% durante el período de obras de ampliación para el aumento de producción.

6.2.9 Lixiviación en pila

El mineral triturado en proceso de trituración en la parte superior de la tolva del molino de bolas, se convierte en tolva de pila y se transporta con camiones por la distancia de unos 500m y luego de acumularse en la tolva se mezcla con 3,5g/t de Ca(OH)₂ y 0,5kg/t de NaCN (concentración de CN

9.000ppm). Después de la granulación con la aglomeradora de 5" x 13" (cap. 25t/h) (43) de fabricación propia, se somete a la lixiviación en pila.

La playa de 30m x 120m (44) está asfaltado con una pendiente de 3%, y se rocía el fluido filtrado del proceso de precipitación sobre la superficie de heap (22m x 10m x 3m de altura). Luego, se colecta en el estanque para solución pregnante (45) y se hace retornar al proceso del molino de bolas.

En la lixiviación en pila, un lote consiste en 1.000t y se acumulan 11 lotes.

El procesamiento de cianuración de un lote tiene un ciclo de 43 días; un ciclo se divide en 35 días para cianuración, 6 días para lavado con agua, 1 día para deshidratación y 1 día para transporte.

6.2.10 Cancha de cola

(1) Generalidades

Actualmente existen las siguiente 3 clases de colas.

TBL 6-32

	Tipo de mineral	Cantidad de procesamiento t/año	Densidad de pulpa % de sólidos	Transporte
Planta	Cake de filtro	63.000	75%	Camión
Cola	U-flow del espesador	27.000	25%	Descarga a gravedad
Cola de Heap		45.000		Camión
	Total	135.000		

(2) Geología

Se utiliza el canal abierto que se encuentra entre dos cerros, tiene como punto de partida la planta de concentración y en el punto ubicado a aproximadamente 2km aguas abajo en dirección noroeste se ha construido el dique de retención que sirve de cancha de cola.

La cancha de cola utilizada actualmente tiene como punto final el dique de retención donde se está acumulado dentro del alcance aguas arriba. El volumen de cola total después del aumento de producción se estima llegar a aproximadamente 1.500.000m³.

En el caso de que finalmente se aprovechará todo el área de aproximadamente 2km del canal de transporte desde la planta de

concentración hasta el dique de retención, se estima posible asegurar un volumen de cola de aproximadamente 2.500.000m³.

(3) Dique de retención

La estructura del actual dique de retención es del tipo Rock Earth con un ancho aproximado de 30m con una altura aproximada de 7m en el lado de aguas arriba y 36m en el lado de aguas abajo.

No tiene instalaciones de tratamiento de agua de desecho y como medidas durante las inundaciones de la época de lluvias, se ha instalado el aliviadero sencillo al costado del dique para evitar el derrumbamiento del dique por el rebose del agua de lluvia desde la parte superior del dique.

(4) Medidas contra agua de desecho

Se dice que en esta zona no existen restricciones especial contra la contaminación pública.

La época de lluvia es entre diciembre y medidas de marzo, en cuyo período la precipitación es de aproximadamente 200mm.

Los cerros de los alrededores de la playa de lixiviación presentan las laderas con rocas expuestas y prácticamente no existe el temor de derrumbes de las montañas debido a las lluvias.

Contra el área de la cancha de cola, tiene una cuenca de captación de lluvias de aproximadamente 5 veces y el contenido de cianógeno en el agua de desecho sería ampliamente diluido. Además, aunque en la época seca se descarguen las colas (contenido de agua 50%) desde la planta de concentración, se filtra en el suelo o se evapora hasta llegar al dique de retención ubicado a 2km aguas abajo. Por lo tanto, al considerarse que el contenido de cianógeno en el agua de desecho casi no afecta las cuencas de aguas abajo de la cancha de cola, actualmente no se están tomando medidas en especial contra el agua de desecho.

Precipitaciones en los areas alrededores

TBL 6-33

PRECIPITATION

	Jan.	Feb.	Mar.	Apr.	May	June	July	Aug.	Sep.	Oct.	Nov.	Dec.	ANNUAL
<u>Monthly Average of Rainfall (1921-1950) in mm</u>													
Andalgala	85	61	46	20	7	17	5	4	6	15	18	37	308
Santa Maria	47	37	22	3	0.2	0.6	0.3	0.3	1	12	16	37	175
Hualfin	41	29	15	3	0	0	1	1	1	2	5	15	113
<u>Monthly Average of Rainfall (1951-1960) in mm</u>													
Andalgala	73	65	55	12	12	6	8	8	4	15	26	32	316
<u>Monthly Average of Rainfall 1975 in mm</u>													
La Alubrera	79	41.5	31	2	50	-*	20	**	10	7	3	11	256.5
<u>Monthly Average of Rainfall 1976 in mm</u>													
La Alubrera	72	92.5	5.1	19.5	4.5	-*	-*	-*	-*	-*	-*	-*	(197.6)

* no record taken ** snowfalls were recorded but not measured

TEMPERATURE

<u>Andalgala (1921-1950)</u>													MEANS
Jan.	Feb.	Mar.	Apr.	May	June	July	Aug.	Sep.	Oct.	Nov.	Dec.		
Mean Temperature	25.3	23.9	21.5	17.0	13.0	9.1	9.2	12.2	16.4	19.3	22.9	24.5	17.9
Mean Max. Temperature	33.3	31.7	29.1	25.0	21.1	17.5	17.9	21.3	25.2	23.3	31.6	33.2	25.9
Mean Min. Temperature	18.1	17.4	16.2	9.9	6.2	2.8	2.2	4.4	7.8	11.4	15.1	17.1	10.7
Max. Temperature	42.4	40.0	37.3	36.5	35.4	36.9	33.0	35.5	37.0	39.5	40.0	41.4	37.9
Min. Temperature	6.6	10.2	1.3	2.0	-2.4	-5.6	-6.9	-4.2	-1.7	0.8	3.4	7.9	1
<u>La Alubrera (1976-1977)</u>													
May	June	July	Aug.	Sep.	Oct.	Nov.	Dec.	Jan.	Feb.	Mar.	Apr.		
Mean Temperature	15	12	15	14	16	23	22	22	20	20	19	19	18
Mean Max. Temperature	21	19	21	20	19	27	27	28	24	25	25	24	22
Mean Min. Temperature	7	4	5	5	5	12	14	13	13	13	14	9	10
Max. Temperature	28	27	27	28	34	32	32	35	30	30	33	30	31
Min. Temperature	1	-3.5	-5	-2	-4	6	6	10	0	6	8	2	3

6.3 Proyecto de Ampliación

6.3.1 Generalidades

- (1) Se planificará la nueva planta de concentración para satisfacer el plan de ampliación para el aumento de producción de la explotación minera (máx: 135.000t/año).

Debido a que la capacidad actual es de aproximadamente (90.000t/año) = (300t/d) x (300d/año), la capacidad de la nueva planta de concentración será de:

$$(135.000t/año)/(300d/año) = (450t/d)$$

- (2) Con respecto al proceso de trituración, se ampliarán las instalaciones actuales y se reforzará dentro del alcance de las actuales instalaciones de tolva y edificio.
- (3) Como método de explotación, se adoptará la explotación mecanizada de alto rendimiento y por consiguiente se agrandaría la granulometría del mineral crudo. Las facilidades de trituración deberán satisfacer estas condiciones.
- (4) Con respecto a la granulometría de trituración, el mineral para la lixiviación en pila deberá ser igual que hasta el presente con un tamaño de menos de 3/8" y para la planta de cianuración deberá satisfacerse el aumento del volumen de procesamiento correspondiente a la capacidad del proceso de molienda.
- (5) Con respecto al proceso de lixiviación por cianuración (1), en relación a la clarificadora de 50" x 10" de la instalación actual, se instalará el rastrillo y luego se operará en paralelo con el espesador Nº 1. Es decir, el producto de molienda se alimentará repartiendo el mineral en 2 unidades de espesadores. Debido a que la alimentación por unidad de espesador se reduce al 75%, se abrevia la clarificadora y se reforzará en cambio el filtro de arena del proceso de precipitación.
- (6) En relación al agitador del proceso de cianuración (2), se considera suficiente con la capacidad de 2 unidades de las 3 existentes, con un margen de 50%, por lo que se mantendrá la capacidad actual.
- (7) Aunque actualmente se están operando en forma irregular las cuatro unidades de espesadores debido a la falta de capacidad del filtro, podrá lograrse la suficiente capacidad de lavado mediante el reforzamiento de filtros (2 espesadores/sistema) x (2 sistemas).

En consecuencia, se instalarán filtros en cada sistema para que el overflow del agitador se alimente dividido en 2 sistemas de

espesadores (2 unidades por sistema), y se aumentarán 2 unidades de filtros, resultando en un total de 3 unidades.

- (8) En el proceso de precipitación, se reforzará la bomba del fluido del filtro de arena y del filtro de precipitación por cinc según el aumento del fluido de lixiviación.
- (9) La instalación de fusión es suficiente con al capacidad actual.
- (10) En relación a la cancha de cola, no hay problemas porque se dispone en forma del cake de filtro, pero deberán tomarse las medidas apropiadas debido a que durante las lluvias torrenciales existe el peligro de efluencia del lodo fuera del sistema.
- (11) En cuanto al volumen de procesamiento de la lixiviación en pila, está relacionado con el método de ampliación del proceso de trituración del punto (2).

Debido a que la ampliación del proceso de trituración con el sólo objeto de satisfacer el aumento del volumen de procesamiento de la lixiviación en pila presenta problemas de inversión, se considerará un alcance que asegure la capacidad de procesamiento del mineral de alta ley con un margen de reserva.

En principio, se tomará como pauta el volumen de procesamiento del nivel actual (45.000t/año).
- (12) Las obras para la iniciación del aumento de producción se realizarán en un plazo de tres años de acuerdo con los planes anuales del aumento de producción de la explotación minera.
- (13) Para minimizar en lo posible los costos para la iniciación de la ampliación para el aumento de producción, se pondrá énfasis en el aprovechamiento de las instalaciones de fabricación propia y los productos nacionales y limitar al mínimo imprescindible los equipos importados.
- (14) Dentro de lo posible, se utilizarán las instalaciones de plantas ociosas existentes (instalaciones de flotación y sinterización) incluyendo motores, tableros de control, materiales de distribución eléctrica, etc.
- (15) No está considerado el aumento del personal con motivo de la ampliación para el aumento de producción. (Debe considerarse la disminución).
- (16) Por los tres efectos que consisten en el aumento del uso de NaCN, reforzamiento de filtros y aumento de la proporción de la extracción

de minerales de Alto de la Blenda, se estima que la recuperación de Au y Ag se elevará como sigue en comparación con la situación actual.

TBL 6-40

	Elevación de la recuperación	
	Au	Ag
Planta de cianuración	94,29% (1,0%)	60,00% (17,94%)
Lixiviación en pila	72,81%	34,65%

() : Mejoramientos para la recuperación actual

(17) En el caso de que se adopte el método de oxidación a presión, al compararse con la situación actual, se estima que la recuperación de Au y Ag se elevará como se muestra en la tabla siguiente.

TBL 6-41

	Elevación de la recuperación	
	Au	Ag
Planta de cianuración	97,00% (3,71%)	80,00% (37,94%)
Lixiviación en pila	72,81%	34,65%

6.3.2 Plan del proceso de trituración

(1) Cantidad del mineral a procesar

TBL 6-42

	Actual (x 1.000t/año)	Plan
Planta de cianuración	90	135
Lixiviación en pila	45	45
Total	135	180

(2) Granulometría del mineral crudo

TBL 6-43

Granulometría	-400mm +300mm	-300mm +3"	-3" +1"	-1" +3/8"	-3/8"	Total
Actual	-	56,4	13,5	8,6	21,5	100,0
Plan	33,0	30,0	11,0	8,0	18,0	100,0

(3) Productos de trituración

TBL 6-44

Granulometría	-3/4" +3/8"	-3/8" +1/4"	-1/4" 4#	-4#	Total
Actual	0,3	22,4	7,5	69,8	100,0
Plan	Heap	"	"	"	"
	Planta de cianuración		P ₈₀ = 12,7mm		

(4) Tiempo de operación y distribución del personal

Será igual que en la actualidad (2 personas/turno) x (3 turnos/día).

(5) Nuevo proceso

- (a) La grilla de entrada a la tolva de mineral crudo se ampliará de 300mm a 400 x 400mm.
- (b) En la ubicación actual de la alimentadora alternativa se instalará la alimentadora apron de 40" x 3mL (3Hp).
- (c) La rastrillo previa al triturador tendrá hendeduras de 2" al igual que en la actualidad.
- (d) En la ubicación actual del triturador de 17" x 25" se instalará un nuevo triturador de toggle simple de 36" x 24" (50Hp).

- (e) Se utilizarán totalmente los bastidores de las cintas transportadoras existentes. Sin embargo, en la máquina N° 9, se levantará la parte de la cola y la pendiente se modificará de 20° a 16°.
- (f) Se instalarán las dos trituradoras de conos existentes en paralelo en el lado de la pared de la casa de distribución eléctrica.
- (g) Con respecto a las trituradoras de conos, 1 unidad se utilizará para la lixiviación en pila con el tamaño de 3/8" de conjunto y 1 unidad para molienda con el tamaño de 15mm.
- (h) Se aumentará 1 unidad de zaranda (5" x 12", de doble piso, malla de 15mm) y se utilizará para molienda.
La zaranda existente se utilizará para la lixiviación en pila.
- (i) La alimentación de mineral a la zaranda se cambiará por medio de la alimentadora oscilatoria horizontal.

[Diagrama de disposición de máquinas trituradoras: Apéndice 06, Figura 06-004]

CT: Carriage Tunnel:

[Diagrama de disposición de máquinas: Apéndice 06, Tabla 06-016]

6.3.3 Plan del proceso de molienda

(1) Cantidad del mineral a procesar

Actualidad:	90.000t/año, 300t/d
Proyecto:	135.000t/año, 450t/d

(2) Distribución granulométrica

TBL 6-45

		-3/4"	-3/8"	-1/4"	-4#				Total
		+3/8"	+1/4"	4#		+65#	+325#	-325#	
Actual	Alimentación	0,3	22,4	7,5	69,8				100,0
	Producto					1,5	48,5	50,5	100,0
Plan	Alimentación		F ₈₀ = 12,7mm						
	Producto del molino de rodillos		P ₈₀ = 550µm						
	Producto del molino de bolas					1,5	48,5	50,5	100,0

(3) Nuevo proceso

- (a) Al costado del molino de bolas existente, se instalará un nuevo molino de rodillos de 6" x 12".
- (b) Para la alimentación de mineral al molino de rodillos, se instalará un transportador de 16" x 10m desde el lado del cabezal del transportador de molienda existente hasta la boca de alimentación de mineral del molino de rodillos.
- (c) La descarga de mineral del molino de rodillos se hará confluir con el underflow del ciclón Dorr existente por medio del transportador de 16" x 10m y se alimentará al molino de bolas de 7" x 7" existente.
- (d) Con respecto a la bomba de alimentación de mineral del ciclón Dorr, se elevará unos 20% las revoluciones de la bomba de arena de 4" x 5".
- (e) El overflow del ciclón Dorr se alimentará al espesador #1 existente y clarificadora después de dividir en dos partes con el divisor de mineral.
- (f) En caso de adoptarse el autoclave para la oxidación a presión, la descarga de mineral del molino de rodillos se alimentará al autoclave y después de la oxidación a presión se alimentará al

molino de bolas.

[Diagrama del plan de disposición de máquinas de molienda: Apéndice 06-005]

6.3.4 Plan del proceso de cianuración (1)

(1) Cantidad del mineral a procesar

Actualidad: 1 sistema (espesador 1 unidad + clarificadora 1 unidad)

Plan: 2 sistemas (espesador 1 unidad)

TBL 6-46

	Sólidos (t/d)		Líquidos (m ³ /d)*		Total (m ³ /d)**		Tiempo de retención	
	Actual	Plan	Actual	Plan	Actual	Plan	Actual	Plan
Alimentación	300	450	900	1693	1008	1855	13h	13,4h
O-flow			644	1309	644	1309	(0,45m ³ /min)	(0,98m ³ /min)
U-flow	300	450	256	384	364	546		

*: Balance de agua, ver 6.3.5

** : S = 2,78

Actualmente se está procesando 1.008m³/d con una unidad de espesador, en el plan, y se ha previsto una capacidad de (1855/2) = 928m³/d, lo que es casi igual que en la actualidad para una unidad de espesador.

(2) Nuevo proceso

- Con respecto a un sistema de (1 unidad de espesador de 50" x 10") + (1 unidad de clarificadora de 50" x 10"), se cambiará la composición a 1 unidad de espesador x 2 sistemas.
- Después de colectarse el overflow de 2 unidades de espesadores, se bombeará al tanque de solución pregnante instalando una nueva bomba Warthington de 3" x 2" totalizando 2 bombas.
- En el nuevo espesador, se instalará una nueva bomba de diafragma tipo Dorrco.

6.3.5 Plan del proceso de cianuración (2)

(1) Pérdida de lavado actual

Según la situación actual, el balance de agua del proceso total de la planta es como se detalla en la Fig. 6-6 antes indicada.

En consecuencia, la cantidad de Au en el fluido efluyente a la cola resulta como sigue: $(0,28 \times 76,7) + (0,32 \times 70) = 43,9\text{g/d}$, y la pérdida es de alrededor de $(43,9)/(300 \times 6) = 2,4\%$ del volumen de alimentación de mineral molido.

(2) Nuevo proceso

- (a) El underflow del espesador del proceso de cianuración (1) se alimentará al agitador conectado en serie.
El tiempo de retención actual es de alrededor de $(500\text{m}^3 \times 3 \text{ unidades})/(364 + 184\text{m}^3/\text{d}) = 66$ horas.
- (b) En otra parte, en el caso del nuevo proceso, se estima en alrededor de $(500\text{m}^3 \times 3)/(546 + 145\text{m}^3/\text{d}) = 52$ horas, pero debido a que los efectos del agitador llegan a su límite máximo en alrededor de 40 horas, será innecesario el aumento de agitadores.
- (c) El proceso de lavado actual consiste en 4 unidades de espesadores de 50" x 10" y 1 unidad de filtro de disco de 10"φ. Para el nuevo proceso, se aumentará 1 unidad de filtro para que la configuración sea de 2 unidades de espesadores y 1 unidad de filtro por sistema, instalando 2 sistemas en paralelo.
- (d) Según el procedimiento similar a la descripción de la Fig. 6-6, al calcular el balance de agua del nuevo sistema resulta como la Fig. 6-10.
- (e) Suponiendo que las concentraciones de oro en fluido del los espesadores N° 1, N° 2 y N° 3 y del filtro sean W, X, Y y F, respectivamente, se obtienen los siguientes valores como se muestra en la Fig. 6-10.
 $W = 2,01, X = 1,06, Y = 0,31, F = 0,23 \text{ (mg/m}^3\text{)}$

Resultados del cálculo

TBL. 6-47

	m ³ /día	An(g/m ³)
A1	846,4	
A2	191,7	2,01
A3	654,8	2,01
A4	145,8	-
A5	337,5	-
A6	207,7	1,06
A7	207,7	0,31
A8	75,0	0,23
A9	206,7	0,23
A10	654,8	0,10
A11	861,5	0,31
A12	991,3	0,23
A13	845,4	-

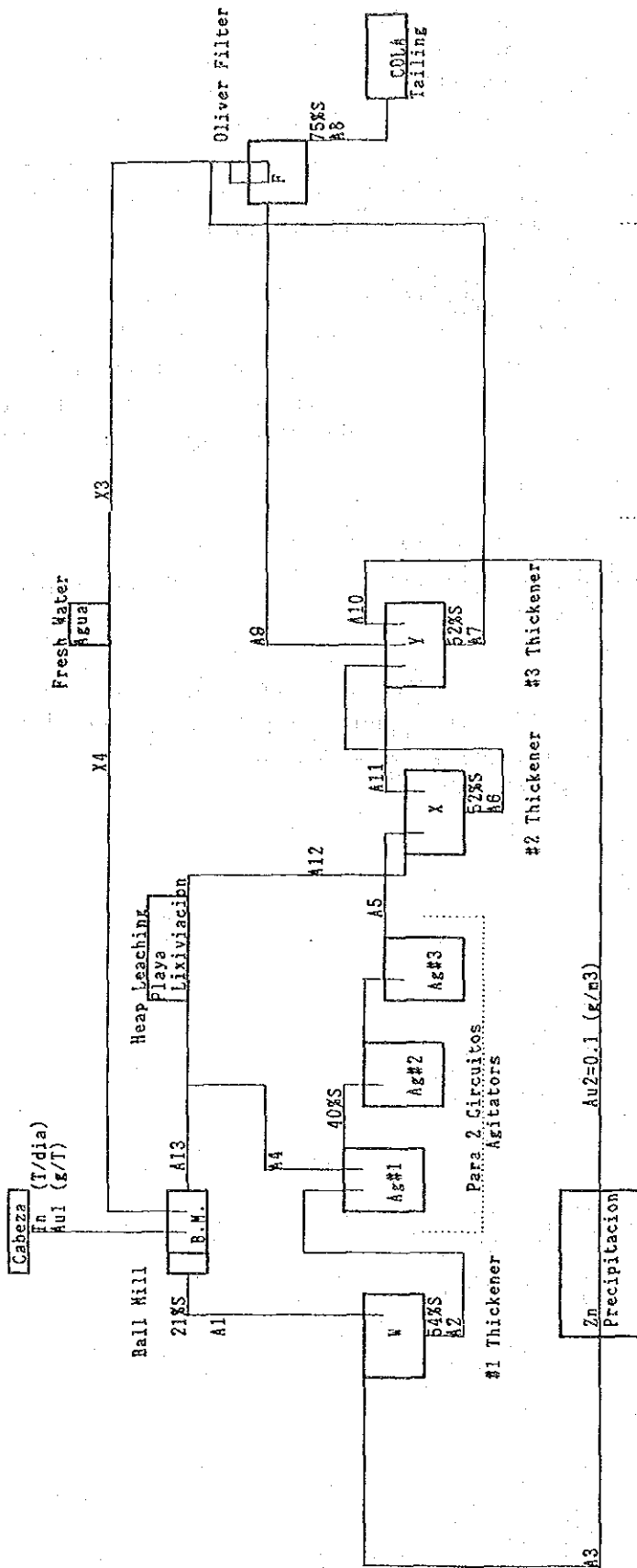
- (f) Por consiguiente, la cantidad de Au en solución a la cola resulta como sigue: $(0,23\text{g/m}^3) \times (75\text{m}^3/\text{d}) \times (2 \text{ sistemas}) = 34,5\text{g/d}$. La pérdida con respecto al volumen de alimentación de mineral molido resulta de alrededor de $(34,5/450 \times 6) = 1,3\%$, lográndose una mejora de $2,4 - 1,3 = 1,1\%$ con respecto a la situación actual.
- (g) El filtro actual de 1 unidad $\times 10''\phi \times 5$ discos, está deshidratando hasta el 25% del contenido de agua de cake la cola que corresponde a aproximadamente 70% del volumen de alimentación de mineral molido ($300\text{t/día} \times 0,7 = 210\text{t/día}$), esto equivale a un sistema del nuevo proceso de lavado de $450\text{t/d}/2 \text{ sistemas} = 225\text{t/d/sistema}$.
En consecuencia, es necesario que instale un nuevo filtro Oliver de $4.000\phi \times 5.000\text{m}$ de largo.

Por otra parte, aunque actualmente se está usando como reserva el espesador N° 5 para las paradas peculiares al sistema de deshidratación, como en el caso de avería del filtro o para el reemplazo del paño de filtro, para el nuevo sistema desaparece este espesador de reserva y se hace necesario un filtro de reserva adicional, totalizando 2 unidades de filtros.

- (h) El agua de lavado (actualmente de $1.070\text{m}^3/\text{d}$) se bombeará al tanque de retorno para molienda con la bomba Warthington de 4" x 3" (20HP, 45mH, 1.900rpm) y al mismo tiempo, una parte pasará por el tanque de $10\text{m}\phi$ x 2,8m de altura y se alimentará a la pileta de alimentación para lixiviación en pila con la bomba Warthington de 3" x 2" (10HP, 40mH, 1400rpm)
- (i) Por otra parte, debido a que el agua de lavado del nuevo proceso se estima en $991\text{m}^3/\text{d}$, se requiere la instalación de 1 nueva bomba Warthington de 4" x 3".
- (j) En cuanto al uso de agua fresca, es de $146,7\text{m}^3/\text{d}$ y en el nuevo sistema el volumen de agua requerida será de $149\text{m}^3/\text{d}$ por la ampliación del retorno por el aumento del filtro, resultando casi igual que en la actualidad.

PROYECTO DEL CIRCUITO DE LA PLANTA

Fig 6-10.



BALANZA DE LIQUIDO Y ORO

$$\begin{aligned}
 (A2+A3)(V) &= (A1)(X) + (Tn)(Au1)(X1) + (X4) & (1) \\
 (A6+A12)(X) &= (A2)(W) + (A4)(X) + (Tn)(Au1)(X2) + (A11)(Y) & (2) \\
 (A7+A11)(Y) &= (A8)(X) + (A9)(F) + (A10)(Au2) & (3) \\
 (A8+A9)(F) &= (A7)(Y) + (X3) & (4)
 \end{aligned}$$

CONDICION DE CALCULO En caso de

$$\begin{aligned}
 Tn &= 450/2 \text{ (T/dia)} \\
 X1 &= 60\% \\
 X2 &= 34\% \\
 X3 &= 74 \text{ (m3/dia)} \\
 X4 &= 1 \text{ (m3/dia)}
 \end{aligned}$$

RESULTADO

$$\begin{aligned}
 W &= 2.01 \text{ (g/m3)} \\
 X &= 1.08 \\
 Y &= 0.31 \\
 F &= 0.23
 \end{aligned}$$

6.3.6 Plan del proceso de precipitación

(1) Volumen de procesamiento

Actualidad: $644,4\text{m}^3/\text{día}$ ($0,44\text{m}^3/\text{min}$)

Plan: $654,8\text{m}^3/\text{día} \times 2 = 1.309,6\text{m}^3/\text{día}$ ($0,91\text{m}^3/\text{min}$)

(2) Actualmente, se está utilizando 1 unidad de filtro de arena de 50m^3 y 2 unidades de 30m^3 para 110m^3 .

Según el plan, las instalaciones se aumentarán también debido al aumento de la cantidad de fluido.

(3) Actualmente, se está desoxidando el oxígeno disuelto hasta 5ppm en la torre Merrill Crowe de $1,25\text{m}\phi$ x $4,5\text{m}$ de altura. Por otra parte, en el caso de Kushikino se está procesando la solución pregnante de aproximadamente $2.000\text{m}^3/\text{d}$ en la torre de capacidad similar, y por eso es innecesaria la ampliación de esta torre.

(4) Actualmente, se está recuperando el oro sedimentado colgando 232 sacos de paño filtrante de $12\text{cm}\phi$ x 90cm en el tanque de $4''$ x $5''$ x $6''$.

El reemplazo de los sacos se realiza una vez cada 15 días, pero es innecesaria la ampliación de capacidad debido a que puede solucionarse reemplazando una vez cada 10 días.

(5) El fluido filtrado que en la actualidad es de $645\text{m}^3/\text{d}$ ($0,44\text{m}^3/\text{min}$) se bombea al tanque de solución estéril con la bomba Warthington de $3''$ x $2''$ (10HP, 30m).

En esta bomba se elevará las revoluciones a 300rpm y se reemplazará por un motor de 15HP.

6.3.7 Plan del proceso de fusión

El funcionamiento de este sistema en la actualidad es de alrededor de una vez por semana, y es innecesaria la ampliación.

6.3.8 Plan de lixiviación en pila

Debido a que la reserva mineral es escasa y no existen justificativos para aumentar la producción por encima del nivel actual, se operará dentro de las instalaciones actuales.

6.3.9 Plan de la cancha de cola

(1) El volumen de cola aumentará desde 300t/d a 450t/d. Por otra parte, la ampliación drástica de la actual cancha de cola, exigirá una inversión inicial importante que puede afectar enormemente el balance de la ampliación. Por lo tanto, en esta oportunidad se limitará a las medidas de complementación dentro de lo mínimo imprescindible fijando como premisa el aprovechamiento eficaz de la actual cancha de cola.

(2) Tratamiento del desague de cianuro

Debido a que en el caso de la época seca se evapora todo el desague entre aproximadamente 2km desde la planta de concentración hasta el dique, no existen problemas para el tratamiento del desague.

Además, en la época de lluvias, con respecto a la cola que se dispone con los camiones en forma de cake de filtro, no se reconocen problemas de derrame del agua con contenido de cianuro del cake hacia afuera de la cancha de cola, por las siguientes razones.

- 1) Se acumula fuera de la zona de captación y corriente del agua de lluvia.
- 2) El cake forma una capa impermeable contra el agua de lluvia y con esta cantidad de agua de lluvia no se filtra hasta el interior y fluye sobre la superficie del depósito.
- 3) La precipitación anual de esta zona es de aproximadamente 300mm/año y no constituye un caudal de lluvia que llegue a erosionar la cancha del cake.

El problema es la cola de aproximadamente 30% que actualmente se dispone como espiga del espesador. Debido a que contiene aproximadamente 50% de agua, en la época de lluvia se supone que rebalsa el dique junto con el agua de lluvia.

Sin embargo, debido a que en el presente proyecto la cola se dispone totalmente como cake de filtro, se considera que existen problemas en especial por las razones de 1), 2) y 3) citadas arriba.

En principio, se observará el desarrollo ampliando los filtros.

(3) Problema del limo

Dentro de la cola, está lo que se vino disponiendo como espiga del espesador desde que se iniciara la mina, la que se dispersa ampliamente en la cuenca de agua pantanosa desde la cancha de cola hasta el dique.

El cianuro de esta cola, se desintegra totalmente por la meteorización y no se reconocen problemas del cianuro.

Sin embargo, como medidas de protección contra las inundaciones que se cita en la cláusula 6.2.10, está el aliviadero al costado

del dique.

En consecuencia, existe la posibilidad de que durante las inundaciones se escurra la parte del limo hacia el exterior junto con el agua de lluvia.

Aunque se sumamente raro que se produzca la inundación en una zona de tan poca precipitación como esta zona, pero se produjo una vez tres años atrás. Esto se debió a la afluencia aguas arriba del dique del agua de lluvia de la zona que tiene una superficie de captación de aproximadamente 5 veces la superficie de captación de la cuenca que se extiende desde la planta de concentración hasta el dique.

En consecuencia, se tomarán las medidas para prevenir el derrame del limo, abriendo un canal en la ladera de la montaña como se detalla a continuación.

(4) Dique

Aunque se estima necesario elevar la resistencia del dique con motivo de la ampliación para el aumento de la cantidad de acumulación, por el momento se utilizará ampliando la cancha de cola existente y según las condiciones que se presentan, se tomarán las medidas para reforzar con roca y tierra la ladera del lado de aguas abajo del actual dique.

(5) Canal abierto

La cuenca de captación del agua del valle incluyendo el área desde la planta de concentración hasta el dique es de aproximadamente 580.000m^3 , en la rivera derecha a 500m aguas arriba del dique confluye además una sistema hídrico de aproximadamente $3.200.000\text{m}^3$ de superficie de captación que incluye a Farallón Negro y Alto de la Blenda.

Aunque no existen problemas en la época seca, en la época de lluvias existe el riesgo de inundación por las lluvias torrenciales. Por lo tanto, como medida contra las inundaciones de la época de lluvia deberá asegurarse un acueducto hasta el lugar del dique a construirse como un canal abierto.

[Diagrama del plan de canal Apéndice 06, Figura 06-006]

(6) Cálculo del canal abierto

- 1) Precipitación máxima mensual: 92,5mm
- 2) Precipitación diaria: Por seguridad, al suponerse que llueva 3 días, se establece como precipitación diaria = 31mm.

- 3) Precipitación horaria:
 $R = R' \div 24 \times 24n = 6,3\text{tmm/h}$
 Se supone, $n : 1/2$.
- 4) Caudal de efluencia:
 $Q = 1/3,6 \times f \times R \times A = 1,7\text{m}^3/\text{s}$
 Se supone, $f = 0,3$ $A = 13\text{TKm}^2$
- 5) Sección del acueducto:
 $a = 0,5\text{m}^2$ $P = 3,8$ $r = 0,526$ $n = 0,02$ $I = 1/50$
 Desnivel 40m Longitud 1000m
 $v = 1/h \times r^{2/3} \times I^{1/2} = 4,6\text{m/s}$
 $Q = a \times v = 2,3\text{m}^3/\text{s} > 1,7\text{m}^3/\text{s}$

[Diagrama de plan del canal: Apéndice 06, Figura 06-007]

6.3.10 Plan de inversión en planta

TBL 6-48

Ítemes de inversión	Monto (Mil US\$)	Año de inversión (mil US\$)		
		Primer año	Segundo año	Tercero año
1. Trituración	355,2		355,2	
2. Molienda	606,4	606,4		
3. Cianuración	572,5			572,5
4. Precipitación	141,2		141,2	
5. Energía eléctrica	586,3		293,2	293,2
6. Cancha de cola	107,5			107,5
7. Diseño	118,5	118,5		
8. Contingencia	124,4			124,4
Total	2612,0	724,9	789,6	1097,6

[Apéndice 06, Tabla 06-016]

Flowsheet de la nueva planta (450t/d)

[Apéndice 06, Figura 06-009]

6.3.11 Plan de producción de planta

(1) Cantidad del mineral a procesar

A base de 3 años de las obras de ampliación para el aumento de producción, se estima que el volumen de procesamiento en el año primero será de 300t/d, que es igual que en la actualidad. La producción se aumentará cada año con 50t por día, y durante el período de 9 años desde el cuarto año el volumen de procesamiento será de 450t/d.

(2) Ley del mineral virgen

Debido una carga grande al principio de operación, se procesará 6,1 - 6.1g/t de Au, y después será reducido hasta 6 - 5.5g/t (promedio del plazo: Au = 5,89, Ag = 113g/t).

(3) Recuperación

Oro: Durante los 3 años primeros, se estima en 93,29% (promedio de los resultados de 3 años en el pasado).

Después, se estima en 94,29% debido a los efectos de las medidas proyectadas.

Plata: Durante los 3 años primeros, se estima en 42,06 (promedio de los resultados de 3 años en el pasado).

Después, se estima en 60% por la misma razón.

(4) En cuanto a la lixiviación en pila, se estima que se obtendrán el volumen de mineral a procesar, la ley y la recuperación que son iguales que en la actualidad.

[Apéndice 08, Tabla 06-002]

6.3.12 Plan de operación

(1) El costo unitario original de operación se estima en 17,67US\$/t al terminarse la iniciación del aumento de producción, que es casi igual que en la actualidad (17,96US\$/t).

(2) El aumento de la cantidad de NaCN y el aumento del costo unitario de energía eléctrica a base de la ampliación de las instalaciones por el aumento en la granulometría de explotación son factores del aumento del costo unitario original, y se estima que estos dos factores resultarán un aumento de unos 2 US\$/t.

(3) Con respecto al costo de labor, el número total actual de 66 personas (10 personas de administración y 56 empleados) será reducido gradualmente durante el período de 3 años, llegando al sistema de 6 personas de administración y 42 empleados desde el quinto año.

En la actualidad, el número de 66 personas por 450t/d incluyendo la lixiviación en pila es excesivo ($450/66 = 6,8\text{t/obrero}$), y aprovechando la ocasión para el aumento de producción se aumentará el rendimiento al doble ($600/48 = 12,5\text{t/obrero}$), resultando 2,0\$/t abajo.

Como contramedidas, el número de personas excesivo será organizado como subcontratista, y el costo de labor en el costo de la iniciación para el aumento de producción será provista para este fin.

(4) En cuanto al agua, será posible controlar el consumo del agua al nivel actual por el aumento del filtro, pero el costo será casi igual que en la actualidad porque el costo de transportación de cake por camión se aumenta.

Costo de operación de planta [Apéndice 08, Tabla 08-008]

7. OTROS PROYECTOS

7.1 Suministro de Energía Eléctrica

(1) Generalidades

La energía eléctrica para la distribución de energía se suministra con instalaciones de grupos electrógenos propios. Según la descripción de la Fig. 7-2, la energía se distribuye a los respectivos sectores como fuente de energía para las instalaciones de producción como explotación minera y planta de concentración, fuente de energía para instalaciones de suministro de agua y fuente de energía para el sector habitacional como las viviendas del personal. En cuanto a la energía eléctrica después de la ampliación de la capacidad de producción, está previsto el suministro desde sus plantas propias como se ha venido realizando hasta el presente y en relación a la capacidad de generación, aunque se estima posible satisfacer la demanda con la capacidad de los actuales generadores principales (potencia de régimen 1.600kVA) x 4 unidades, una de ellas corresponde a la unidad arrendada que tiene un alto costo y con motivo de la ampliación de esta oportunidad se ha previsto renovar una unidad (equivalente a 1.600kVA) cancelando la unidad arrendada.

Además, dentro del sistema de distribución, en la planta de concentración que se amplía en esta oportunidad, se elevará la capacidad con el transformador (315kVA) x 1 unidad sólo para el proceso de molienda.

(2) Instalaciones actuales de energía eléctrica

La instalación de generación eléctrica propia actual, se compone de grupos electrógenos principales x 4 unidades (de los cuales 1 unidad es arrendada) y grupos electrógenos auxiliares x 2 unidades, cuyas características son las siguientes.

- Generadores principales

Cantidad	3 unidades
Fabricante	Fijos
Motor	Potencia de régimen: 1.850HP
Generador	Potencia de régimen: 1.600kVA

- Generador principal

Cantidad	1 unidad
Fabricante	En arriendo
Generador	Potencia de régimen: 1.600kVA

- Generador auxiliar

Cantidad	1 unidad
Fabricante	Fijos
Motor	Potencia de régimen: 270HP
Generador	Potencia de régimen: 225kVA

- Generador auxiliar

Cantidad	1 unidad
Fabricante	Movil
Motor	Potencia de régimen: 66HP
Generador	Potencia de régimen: 50kVA

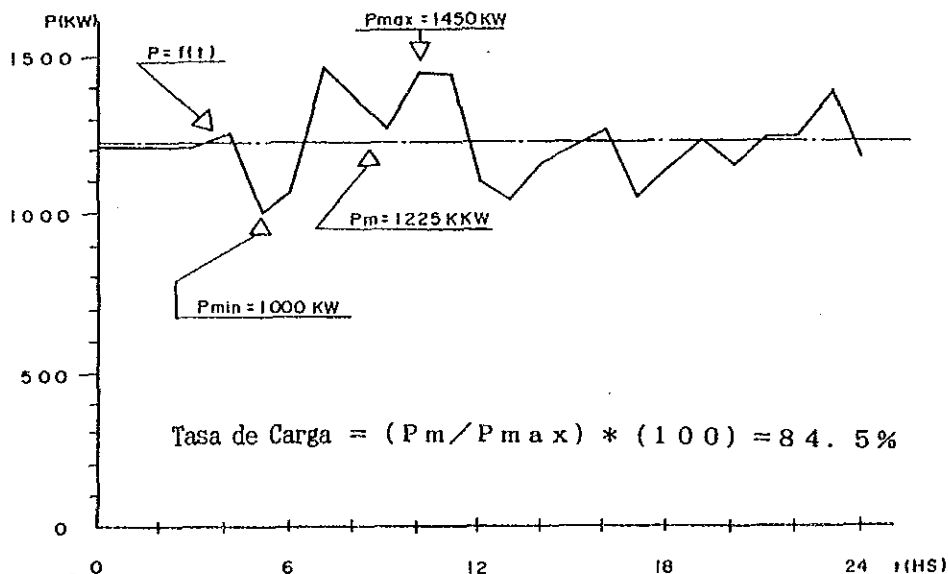
(3) Demanda de energía actual

La energía eléctrica total producida durante el año según datos del ejercicio de 1990 fue de aproximadamente 7.840MWh y la demanda de energía eléctrica por sectores se discrimina como sigue.

Acueducto	1.390MWh
Mina	2.756MWh
Campamento	678MWh
Planta	2.576MWh
Usina	443MWh
<hr/>	
Total	7.840MWh

Debido a que la mina se encuentra a una altura de 2.600m, la capacidad de generación de los generadores es más baja que el valor nominal de la potencia efectiva de los motores. Por esta razón, la potencia máxima de generación de los grupos electrógenos principales (potencia de régimen 1.600kVA) se reduce a 900kW según antecedentes del pasado. En consecuencia, debido a que el valor máximo de la energía utilizada en el pasado de acuerdo con el método actual de operación de los generadores es de 1.450kW, se operan permanentemente 2 unidades (capacidad máxima de generación 1.800kW) dentro de las 4 unidades de generadores principales. Con respecto a las 2 unidades restantes, 1 unidad se mantiene permanentemente como reserva y otra unidad en condición de reserva o bien se supone el caso de llevarse a la fábrica para las reparaciones periódicas.

Fig. 7-1



ESQUEMA DE RED ELECTRICA EN MINA FARALLON NEGRO

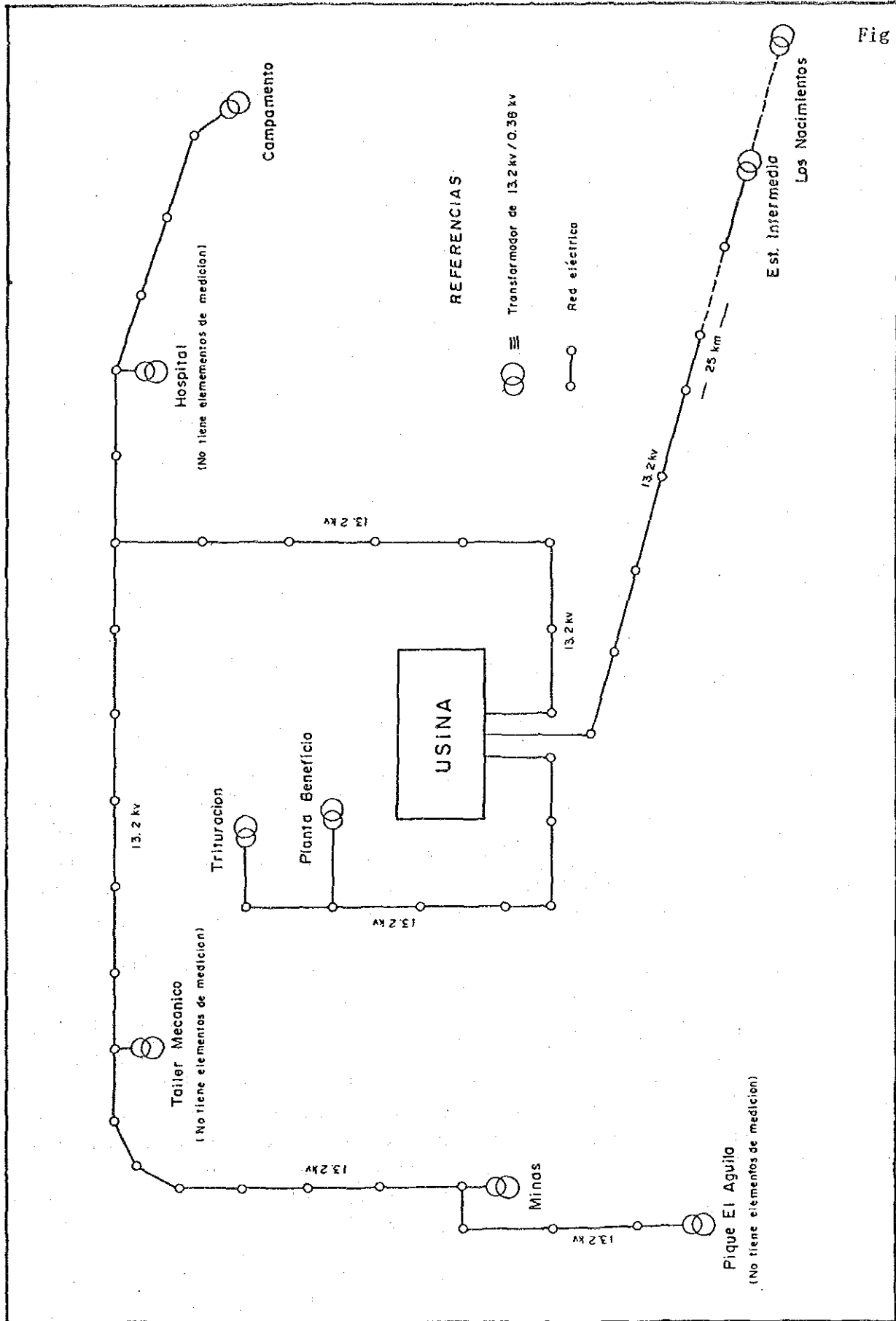


Fig 7-2

(4) Tensión eléctrica

La tensión de generación en el terminal de los generadores es de 13,2kV y con esta tensión se transmite la energía hasta las proximidades del lugar de las respectivas demandas, se baja la tensión con transformadores hasta 385V y se distribuye a las cargas de fuerza motriz. Además, la tensión para la zona habitacional, para la iluminación, tomacorrientes, viviendas, etc. es de 220V. La frecuencia es de 50Hz.

(5) Estimación de la demanda de energía eléctrica después de la ampliación

La demanda de energía eléctrica anual después de la ampliación de la capacidad de producción se estima como sigue.

ESTIMACION DE DEMANDA DE ENERGIA ELECTRICA (MWH/ANO)

TBL 7-1

Año	-2	-1	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9	Total
Seccion													
Acueducto	1,390	1,390	1,390	1,390	1,390	1,390	1,390	1,390	1,390	1,390	1,390	1,390	16,680
Mina	2,700	2,734	2,744	2,314	1,697	1,697	1,697	1,697	1,697	1,697	1,697	1,697	24,068
Campamento	678	678	678	678	678	678	678	678	678	678	678	678	8,136
Planta	2,576	3,550	4,200	5,000	5,000	5,000	5,000	5,000	5,000	5,000	5,000	5,000	55,326
Usina	443	530	570	600	563	563	563	563	563	563	563	563	6,647
Total	7,787	8,882	9,582	9,982	9,328	9,328	9,328	9,328	9,328	9,328	9,328	9,328	110,857

Según la tabla de arriba, la demanda máxima anual de energía es de 9.982MWh/año y al convertirse en potencia media resulta 1.139kW. Si a esta potencia se considera el factor de carga, el valor máximo de potencia después de la ampliación se estima en aproximadamente 1.348kW.

(6) Instalación de energía eléctrica después de la ampliación

La demanda máxima de energía después de la ampliación de la capacidad de producción se estima en 1.348kW. Esta es una potencia que puede satisfacerse con la capacidad máxima de generación en el caso de operarse dos unidades de grupos electrógenos principales. En consecuencia, como instalación de generación se resolverá con la cantidad de unidades de grupos electrógenos y el método de operación actual.

Sin embargo, al aumentar la carga de potencia eléctrica de corto tiempo durante el arranque de la planta o durante el arranque de los motores de gran capacidad, se regulará el orden de arranque de los motores según fuera necesario o será necesario que se analicen las medidas para satisfacer la demanda operando 3 grupos electrógenos principales.

Asimismo, de las 4 unidades de generadores principales actuales, teniendo en consideración la economía futura, la unidad arrendada será suprimida y en su reemplazo se efectuará la renovación por una nueva unidad de grupo electrógeno principal (equivalente a 1.600kVA) dentro de la usina actual como se detalla en la Fig. 7-2.