TABLA DE CONTENIDO

PÁGINA

4. DESCRIPCIÓN DEL PROYECTO DEL EMPLAZAMIENTO MINERO 4-1

4.1 GENERAL 4-1
4.1.1 Cronograma del Proyecto 4-7
4.2 GEOLOGÍA, RESERVAS MINERALES Y GEOQUÍMICA 4-10
4.2.1 Ubicación Geológica 4-10
4.2.2 Depósito Oro-Plata 4-10
4.2.3 Mineralización de Sulfuros 4-11
4.2.4 Reservas de Mineral 4-12
4.2.5 Geoquímica 4-13
4.3 PLAN DE MINADO 4-23
4.3.1 Operaciones Mineras y Cronograma de Producción de Roca 4-28
4.3.2 Equipo de Mina 4-31
4.4 PLANTA CONCENTRADORA Y PROCESO DE MOLIENDA 4-32
4.4.1 Planta de Óxidos 4-38
4.4.1.1 Planta de Beneficio 4-38
4.4.1.2 Tratamiento de Relaves/ Destrucción de Cianuro 4-40
4.4.1.3 Reactivos 4-41
4.4.2 Planta de Sulfuros 4-45
4.4.2.1 Chancado y Molienda 4-45
4.4.2.2 Reactivos 4-49
4.4.3 Chancado y Transporte 4-53
4.4.4 Controles Ambientales 4-54
4.5 DEPÓSITO DE RELAVES 4-55
4.5.1 Fundamento de la Elección entre las Alternativas 4-55
4.5.2 Diseño del Depósito 4-59
4.5.3 Calidad de Agua del Depósito de Relaves 4-63
4.6 DEPÓSITO DE ROCA ESTÉRIL 4-66
4.7 DEPÓSITO DE ALMACENAMIENTO PARA EL SUELO SUPERFICIAL 4-69
4.8 INSTALACIONES DE MANEJO DE AGUA 4-70
4.8.1 Derivación del Río Piura 4-70
4.8.2 Derivación de laQuebrada Carneros 4-72
4.8.3 Pozas de Sedimentación 4-73
4.8.4 Suministro de Agua 4-74
4.8.5 Tratamiento de Aguas Servidas y Desechos Domésticos 4-75
4.9 INSTALACIONES AUXILIARES 4-77
4.9.1 Campamento 4-77
4.9.2 Oficinas de Mina, Almacenes y Tiendas 4-77
4.9.3 Almacenamiento de Explosivos 4-77

TABLA DE CONTENIDO

PÁGINA

4.9.4 Almacenamiento de Combustible y Aceite de Desecho 4-78
4.9.5 Almacenamiento y Manipulación de Reactivos 4-78
4.9.6 Instalaciones de Seguridad..... 4-78
4.9.7 Instalaciones de Servicio de Mina 4-79
4.9.8 Laboratorio..... 4-79
4.10 BALANCE HÍDRICO 4-80
4.10.1 Balance Hídrico Tajo Abierto 4-83
4.10.2 Balance Hídrico para el Proceso en la Planta Concentradora..... 4-85
4.10.3 Balance Hídrico para el Depósito de Relaves..... 4-87
4.10.4 Depósito de Roca Estéril..... 4-90
4.10.5 Pueblo de Tambogrande 4-91
4.11 BALANCE DE MASA PARA CONTAMINANTES POTENCIALES. 4-91

..... 4-20
Tabla 4.5 Tasas Anuales de Minado 4-29
Tabla 4.6 Resumen de los Parámetros Geotécnicos del Tajo Abierto 4-30
Tabla 4.7 Flota de Equipo Minero..... 4-32
Tabla 4.8 Resumen de Principal Equipo de Molienda 4-41
Tabla 4.9 Reactivos y Consumo..... 4-42
Tabla 4.10 Equipo Principal Usado en la Línea 1..... 4-47
Tabla 4.11 Línea 2 Resumen de Equipo Principal Circuito de Cobre 4-48
Tabla 4.12 Línea 2 Resumen de Equipo Principal Circuito de Zinc..... 4-49
Tabla 4.13 Consumo de Reactivos Planta de Sulfuro..... 4-50
Tabla 4.14 Sitios de Almacenamiento de Relaves Considerados 4-56
Tabla 4.15 Cronograma de Descarga de Relaves 4-60
Tabla 4.16 Calidad de Agua de Pulpa de Relaves de Óxidos luego de la Destrucción de Cianuro..... 4-64
Tabla 4.17 Calidad de Agua de Pulpa de Relaves de Sulfuros..... 4-65
Tabla 4.18 Cronograma de Entrega de Roca estéril..... 4-67
Tabla 4.19 Análisis de Destinos de Material 4-68
Tabla 4.20 Parámetros de Diseño de las Pozas de Sedimentación 4-74
Tabla 4.21 Balance Hídrico para el Tajo Abierto 4-85
Tabla 4.22 Balance Hídrico para el Procesamiento del Mineral..... 4-86
Tabla 4.23 Requisitos de Agua Fresca..... 4-87
Tabla 4.24 Balance Hídrico Presa de Relaves 4-88
Tabla 4.25 Balance de Masa en el Depósito de Relaves de Óxidos 4-92
Tabla 4.26 Balance de Masa en el Depósito de Relaves de Sulfuros 4-93

TABLA DE CONTENIDO

PÁGINA

FIGURAS

Figura 4.1 Plan de Ubicación del Emplazamiento 4-3
Figura 4.2 Plan del Lugar al Fin de las Operaciones..... 4-6
Figura 4.3 Cronograma del Proyecto 4-9
Figura 4.4 Emplazamiento de la Mina al Final del Período de Pre-Producción 4-26
Figura 4.5 Emplazamiento de la Mina al Final del Año 4 de Operaciones..... 4-27
Figura 4.6 Cronograma de Producción de Mineral 4-29
Figura 4.7 Diagrama de Flujo para la Planta de Oxidos 4-34
Figura 4.8 Diagrama de Flujo Tipo 1 – Planta de Sulfuros..... 4-35
Figura 4.9 Diagrama de Flujo Tipo 2 – Planta de Sulfuros..... 4-36
Figura 4.10 Diagrama de Flujo Tipo 3 – Planta de Sulfuros..... 4-37
Figura 4.11 Potenciales Ubicaciones Consideradas para Instalación de Relaves 4-57
Figura 4.12 Diseño de la Presa, Secciones Tipicas y Detalles 4-61
Figura 4.13 Balance Hídrico Fase de Óxidos..... 4-81
Figura 4.14 Balance Hídrico Fase de Sulfuros..... 4-82

4. DESCRIPCIÓN DEL PROYECTO DEL EMPLAZAMIENTO MINERO

4.1 General

El Proyecto Tambogrande consiste en el desarrollo, la operación y el cierre de una mina a tajo abierto e instalaciones para el procesamiento metalúrgico de minerales de oro, plata, cobre y zinc; la infraestructura relacionada y una instalación de embarque en el puerto de Paita. El depósito mineral, denominado TG-1, está ubicado entre las siguientes coordenadas UTM: 9,454,300 - 9,455,400 N, y 573,200 - 574,000 E. El proyecto está ubicado en el distrito de Tambogrande, provincia de Piura, departamento de Piura, aproximadamente 45 km en línea recta al noreste de la ciudad de Piura. Tambogrande queda aproximadamente 45 km. al este de Sullana y 110 km. por carretera del puerto de Paita (véase la Figura 4.1).

El depósito mineral está ubicado bajo parte del pueblo de Tambogrande (con más de 17,000 habitantes), y al extremo sur del valle agrícola de San Lorenzo. El Rió Piura corre inmediatamente al sur del tajo propuesto.

El depósito mineral consiste en una capa de óxido rica en oro y plata ubicada sobre un depósito de sulfuros masivos. La mineralización de oro se asocia con la baritina. El depósito de óxido forma un cuerpo tipo manto de una potencia relativamente uniforme sobre los sulfuros y se extienda hasta un poco más allá de los límites de éstos donde yace sobre estratos volcánicos. Las concentraciones más altas de oro se hallan sobre las estructuras límites al extremo Este del depósito subyacente de sulfuros. El depósito de sulfuros consiste en un núcleo de pirita de baja ley, una zona basal de reemplazamiento de cobre que contiene calcopirita, y zonas periféricas que contienen calcocita, calcopirita y esfalerita.

Las reservas explotables son 8.9 millones de toneladas de mineral óxido y 61.3 millones de toneladas de minerales sulfurados. Para poder extraer las reservas minerales, se minarán también 100.9 millones de toneladas de roca estéril. El cuerpo mineral TG-1 contiene 853,000 onzas de oro recuperable y 10.26 millones de onzas

de plata en la capa de óxidos. El depósito de sulfuros TG-1 contiene 339,000 toneladas de zinc y 715,800 toneladas de cobre.

El depósito será minado en dos fases: la fase de minerales oxidados y la fase de minerales sulfurados. La extracción y el procesamiento del mineral oxidado se dará durante los primeros años de producción (desde un año antes de producción hasta rá oro y plata mediante lixiviación con cianuro usando el proceso Merrill Crowe. Se prevé que la producción será de 26,000 onzas de oro y de 2.5 millones de onzas de plata por año durante los primeros tres años de operación. eración, el tajo será profundizado para acceder a los sulfuros y el procesamiento del cobre y el zinc será mediante flotación convencional, a un ritmo de 20,000 tpd. Los lingotes y concentrados serán transportados a fundiciones fuera del emplazamiento para ser refinados. El proyecto tiene una vida de operación de aproximadamente 12 años.

Los relaves tanto de los procesos de recuperación de oro/plata como de cobre/zinc serán almacenados en un depósito de relaves revestido que no tendrá descarga al agua superficial del ambiente. La presa estará ubicada 1.5 km. al noreste del tajo. Al final de la vida de la mina, el depósito cubrirá aproximadamente 200 hectáreas y tendrá una altura máxima de 40 m. Cualquier roca estéril de roca minado en el tajo que potencialmente pudiera generar aguas ácidas también será almacenado en el depósito de relaves. No se almacenará en los vertederos de roca estéril, cualquier material que potencialmente pudiera generar aguas ácidas. La roca estéril que no genere ácido será usado para la construcción de carreteras de acarreo, diques de derivación de agua y presas del depósito de relaves o almacenado en un depósito de roca estéril a ubicarse al Este del tajo.

Figura 4.1 Plan de Ubicación del Emplazamiento

(Ojo: esto es igual a la Figura 1.1 – que fue tomada del Informe de Factibilidad de Relaves y Roca estéril Rocoso , Mapa 1.1) podemos cambiar el número de la figura a mano, o no cambiarlo y simplemente insertar una copia aquí.

El desarrollo del tajo abierto requerirá de la reubicación de parte de la población de Tambogrande, para la cual se construirá un nuevo centro urbano en una zona adyacente a la porción del pueblo actual, que permanecerá en el lugar. También será necesario construir diques de derivación para desviar el Río Piura y la Quebrada Carneros del tajo abierto y evitar inundaciones aguas arriba.

Las instalaciones auxiliares para apoyar las operaciones de la mina incluyen oficinas, un laboratorio, almacén, talleres de mantenimiento, campamento de construcción y vías de acceso internas.

El desarrollo de la mina también requerirá de la construcción de una línea de energía eléctrica desde Piura al lugar del proyecto.

El concentrado de zinc y cobre que se produzca en la mina será transportado por camión al puerto de Paita para ser exportado. Los camiones usarán la ruta Tambogrande – Sullana – Piura – Paita.

La Figura 4.2 ilustra la distribución prevista del lugar, al fin al de las operaciones mineras pero antes de la implementación del plan de cierre. El plan de cierre, que se aborda en detalle en el Capítulo 5, comprende los siguientes elementos esenciales:

- Tajo Abierto y Derivación del Río

  Se abrirán brechas en dos puntos del dique de derivación para permitir la inundación controlada del tajo abierto durante la época de avenidas. Una vez lleno el tajo de agua, se abrirán brechas mayores en el dique, para permitir el ingreso irrestricto del río y la sedimentación del tajo. El tajo se irá llenando progresivamente de sedimentos a lo largo de varios años.

- Botadero de roca estéril

  La mayor parte del material almacenado será usado para cubrir el área de relaves durante la etapa del cierre. La roca estéril que no tenga un potencial importante

  uier material adicional de construcción, será

cubierto con 0.5 m de suelo vegetal y revegetado con especies nativas, incluido el algarrobo. En el largo plazo, la zona volverá a ser bosque seco.

- Relaves

  Se colocará una capa granulada gruesa de roca estéril sobre los relaves como una capa de drenaje y para proveer almacenamiento de agua durante años secos o épocas de sequía. El relleno granular será cubierto de arena y 0.5 m de suelo vegetal y revegetado con herbáceos (es decir, pastos). Se prevé que este terreno será adecuado para el pastoreo.

- Planta Concentradora e Infraestructura

  Todo material recuperable será retirado del lugar. Los cimientos de concreto serán demolidos, cubiertos con suelo vegetal y revegetados con especies nativas, incluido el algarrobo.

Figura 4.2 Plan del Lugar al Fin de las Operaciones

Esto es básicamente el dibujo AMEC 100-C-100 con la modificación del canal de derivación al lado este de los relaves

4.1.1 Cronograma del Proyecto

El cronograma del proyecto es único, en el sentido que parte del pueblo de Tambogrande yace sobre el área propuesta del tajo y por lo tanto debe ser reubicado antes de que pueda darse inicio al minado. Además, la construcción de la planta cabo en dos fases. Inicialmente se construirá un circuito de procesamiento de oro para explotar los recursos de oro y plata en la parte superior del depósito, y luego un circuito de flotación para procesar el mineral rico en cobre y zinc de la zona de sulfuros. El cronograma global del proyecto se muestra en la Figura 4.3.

Si el diseño de ingeniería se iniciara en enero del 2004 como está previsto, la planta de óxidos entraría en operación en enero del 2006 y la planta de sulfuros en enero del 2009. El minado pre-producción empezaría una vez completa la reubicación del pueblo, seguido de la construcción de la planta de óxido y la infraestructura en el lugar. La quebrada Carneros y el río Piura serán desviados de la zona del tajo abierto mediante la construcción de diques permanentes, una vez que se haya excavado suficiente material adecuado de la mina. La construcción de la planta de óxidos se verá limitada en alguna medida por la época de lluvia y demorará unos 12 meses. La empezará en mayo, después de la época de lluvias que dura de enero a abril.

La segunda fase de construcción, para la planta de sulfuros, empezará en el Año 3 de las operaciones. La planta estaría lista al principio del Año 4 para procesar mineral de sulfuro Tipo 1, según el cronograma de minado.

La Planta de chancado, incluirá instalaciones para la molienda del mineral, será construida en la fase 1, simultáneamente con la planta para óxidos. Durante la fase 2, esta instalación será ampliada para albergar la planta de sulfuros de 20,000 tpd.

En vista de lo complejo del proceso y de la necesidad de capacitar a operadores locales, se prevé que la producción completa se alcanzará después de tres meses de iniciada cada fase.

Figura 4.3 Cronograma del Proyecto

Esta es la Figura de AMEC Figure también denominada Figura 11.6-1/11.9.3/TGSCHED-Jul25

señala deposición en flujos volcánicos, antes que como domos. Flujos de material coluvial y conglomerados forman abanicos locales que yacen cerca y debajo de los sulfuros.

4.2.2 Depósito Oro-Plata

El depósito de óxidos se halla aproximadamente quince metros por debajo de la superficie, y se extiende hasta el depósito de sulfuros aproximadamente a 35 metros. Aloja 10.5 millones de toneladas de mineral de oro 3.05 g/t de ley (que contiene 1.0 millones de onzas de oro) y 53 g/t de plata (que contiene 18 millones de onzas de plata). La mineralización de oro está asociada con la baritina, que forma un cuerpo tipo manto de una potencia relativamente uniforme sobre los sulfuros y que se extiende un poco más allá de los límites de éstos, donde yace sobre estratos volcánicos. Las soluciones hidrotermales pudieron ascender a través del montículo de sulfuro poroso a la interfase amortiguadora de agua marina, lo cual resultó en la precipitación de la baritina y el oro en forma de manto. Las concen
elevadas de oro se encuentran a lo largo de y sobre las estructuras límite en el extremo Este del depósito subyacente de sulfuros. Partes de la capa de óxidos afloran en el

pueblo de Tambogrande, donde forman una estructura tipo gossan y varios afloramientos menores. Sin embargo, en la mayoría de las áreas la capa de óxido está cubierta con aproximadamente 15 m de arena y grava no consolidadas. El gossan que contiene arcilla saprolítica cubre generalmente la estratigrafía de óxidos, lo cual se cree es la consecuencia de intemperismo superficial.

La estratigrafía del depósito de óxidos incluye la arenisca basal rica en baritina con un contenido variable de óxido de hierro (generalmente hematita) que tiene sobrepuesta una roca silicosa ferruginosa (hematita y/o goetita) que comúnmente tiene una textura compacta fragmentada (sílice porosa o clastos de baritina), y en puntos específicos, gossan de hematita terroso. Esta unidades sobrepuestas están mineralizadas sólo donde hay presencia de baritina. La abundancia de la baritina decrece sección hacia arriba y el contenido de oro sigue la tendencia de la baritina en la mayoría de las áreas. Valores elevados locales de plata en la base de la baritina y hasta en las unidades subyacentes de sulfuros (por lo general de pocos metros) evidencia de migración y el enriquecimiento supergénico de los valores metálicos. Los trabajos petrográficos han demostrado la presencia de amalgama plata-mercurio (es decir, arquerita, $Ag_{12}Hg$) en algunas muestras de baritina ricas en plata.

4.2.3 Mineralización de Sulfuros

El depósito masivo de sulfuros empieza a unos 35 metros por debajo de la superficie y tiene aproximadamente 900 metros de largo, 400 metros de ancho, y hasta 200 metros de potencia. El depósito contiene 67 millones de toneladas de mineral de 1.44% de cobre, 0.91% de zinc, 0.51 g/t de oro y 23 g/t de plata. El depósito de sulfuros muestra un zoneamiento que consiste en pirita de baja ley, una zona basal de reemplazamiento de cobre que contiene calcopirita y zonas periféricas de cobre-zinc-plata-oro que contienen calcocita, calcopirita y esfalerita. También está presente un evento tardío de enriquecimiento de cobre, definido por la presencia de mineralización secundaria de cobre con o sin una presencia importan
de 0.3 por ciento). Las especies secundarias de cobre incluyen la calcocita, digenita, covelita y bornita, y están típicamente diseminadas de manera intersticial en los

granos y masas de pirita, o pueden existir a lo largo de fracturas y como masas discretas y fragmentos angulares de hasta varios centímetros de diámetro. La plata en el depósito de sulfuros está principalmente en las sales sulfurosas tetraedrita y tenantita, y esta asociada con el zinc. También pareciera haber una corr
plata y plomo.

4.2.4 Reservas de Mineral

El plan de minado se basa en una evaluación mediante "modelo del bloque" de los recursos geológicos, con una ley de corte basada en el rendimiento neto de la fundición, asociada con las leyes de los bloqu
contenido de cobre, zinc, oro y plata para establecer si será rentable extraer y procesar el material. La recuperación del recurso geológico está limitada por la cantidad de desbroce que se requiere hacer para exponer el mineral y el costo de procesarlo para recuperar el cobre, zinc, oro y plata contenido en él. El recurso recuperado constituye aproximadamente un 90 por ciento del tonelaje total existente en el recurso geológico combinado. Esto equivale a 8.9 Mt de mineral óxidos y 61.3 Mt de mineral sulfurado. La Tabla 4.1 muestra el análisis detallado de las reservas minables.

Tabla 4.1 Reservas de Mineral y Recursos Inferidos según el Tipo de Mineral

	Toneladas ('000)	Au (g/t)	Ag (g/t)	Cu (%)	Zn (%)	Pb (%)
Oxido – Probable	**8,179**	**3.337**	**58.7**	**0.03**	**0.02**	**0.08**
Oxido – Inferido	**733**	**3.034**	**49.7**	**0.02**	**0.01**	**0.11**
Sulfuro - Probable						
Tipo 1	14,695	0.581	23.42	2.08	0.06	0.05
Tipo 2	19,549	0.656	32.98	0.75	2.21	0.20
Tipo 3	23,590	0.414	18.72	1.65	0.35	0.06
Total	**57,834**	**0.538**	**24.73**	**1.46**	**0.90**	**0.10**
Sulfuro - Inferido						
Tipo 1	949	0.530	20.68	2.18	0.05	0.05
Tipo 2	701	0.581	30.09	0.70	2.17	0.23
Tipo 3	1,819	0.287	12.76	1.44	0.25	0.04
Total	**3,469**	**0.412**	**18.39**	**1.50**	**0.58**	**0.08**

4.2.5 Geoquímica

Esta sección resume los hallazgos de las investigaciones geoquímicas de las muestras obtenidas del depósito Tambogrande y del material de recubrimiento. Los principales hallazgos y las caracterizaciones de las muestras en base a pruebas estáticas y cinéticas usando celdas húmedas se presentan más adelante. Los resultados geoquímicos completos se presentan en el Informe Ambiental de Línea Base. Las muestras se obtuvieron en enero del 2000, de testigos de perforación y se hizo la on las 31 unidades geológicas que se asignaron a inicios del programa de exploración, y se definieron unidades adicionales para incluir zonación secundaria y alteración de las unidades geológicas que rodean el cuerpo mineral masivo de sulfuros. Se obtuvieron muestras de la arena de cuvierta por medio de calicatas en los sedimentos aluviales que sobreyacen al depósito. Posteriormente, se simplificaron las diversas unidades geológicas en 8 unidades de minado, incluido el material de cuvierta y se les clasifico geoquimicamente.

Se llevó a cabo la caracterización geoquímica de los potenciales materiales de roca -1 para clasificar las unidades de roca estéril, según su potencial de generación de ácido y lixiviación de metales. Se han usado dichos resultados para clasificar el roca estéril rocoso como potencialmente generador de ácidos (PGA) o no generador de ácidos (NGA). Los resultados del programa también han sido usados para señalar un método que oportunamente identifique roca PGA durante el minado.

Pruebas Estáticas

Adicionalmente a las muestras usadas para las pruebas cinéticas, se llevaron a cabo pruebas estáticas con muestras de todos los tipos de roca estéril y de cuvierta. Las pruebas estáticas incluyeron 227 análisis de balance ácido base, 97 análisis de metal en fase sólida y 26 pruebas de frasco de agitación (para los óxidos).

Balance Ácido Base

Los datos Balance Ácido Base (BAB) indican una tendencia general de incremento en el contenido de sulfuro-azufre con su consecuente potencial ácido (PA) en la progresión de la composición de las muestras de máfica a riolítico. Esto refleja en parte la naturaleza de la formación y la ubicación relativa de cada unidad rocosa en el depósito. El potencial de neutralización (PN) fue por lo general menor en las muestras con un elevado contenido de sulfuro-azufre, y se midió un PN insignificante en las muestras de sulfuro masivo.

Se halló que el dique, el basalto y los materiales de sobrecapa presentaron el menor riesgo global de generación de aguas ácidos en TG-1, debido a su bajo contenido de sulfuros-azufre. El óxido (salvo posiblemente el material SDBA), y el material saprolítico e hidrotérmicamente alterado, son relativamente inertes y por lo general pueden considerarse que no son generadores de ácido (NGA). La mayor parte de otros tipos de roca pueden ser considerados como potencialmente generadores de ácido (PGA) aunque para algunas unidades de roca aún es incierto su potencial de DAR. Es necesario tener en cuenta que existe bastante variabilidad en la información de tal manera que existe traslape entre los parámetros BAB para unidades mayores; como por ejemplo, un subconjunto de las muestras de dacita que no son consideradas como potencialmente generadoras de ácido. Las muestras de sulfuro masivo (por ejemplo, el roca estéril pirítico y mineral de baja ley) muestran un riesgo consistentemente elevado para la generación de aguas ácidas al ser expuestos a condiciones de oxidación, debido a su elevado contenido de sulfuro-azufre y la ausencia casi total de minerales neutralizantes.

Para valores de azufre total mayores de 0.2 por ciento, los datos disponibles señalan que las concentraciones azufre total y sulfuro-azufre por lo general se pueden usar de manera indistinta con poco error, con excepción de los materiales oxidados. En consecuencia, la medición de azufre total prové una manera directa y poco costosa de obtener un estimado del potencial de generaciones de aguas ácidas, y permitir clasificar la roca estéril como NGA o PGA.

Tabla 4.2 Resumen de Resultados de Pruebas Estáticas de Roca Estéril

MUESTRA		PASTE pH	% AZUFRE TOTAL	% DE SULFURO	% CO_2	PAT[1]	PN[2]	RPN[3]
Máfica	BABX 1	8.5	0.86	0.79	0.2	27	10	0.41
	BABX 2	9.0	0.10	0.10	0.1	3	14	4.48
	Mediana	8.1	0.14	0.10	0.8	4	13	4.16
Dacita	DABX	7.7	1.09	0.9	0.1	34	3	4.16
	DACT 1	8.6	2.83	2.80	0.2	88	9	0.10
	DACT 2	7.9	1.60	1.60	0.2	50	7	0.14
	Mediana	7.8	0.62	0.78	0.3	19	6	0.34
Stockwork	STK	6.8	10.2	10.2	0.1	319	5	0.02
	Mediana	5.7	7.29	10.2	0.1	0	4	0.01
Sulfuro Masivo	SUO	2.9	55.2	55.0	0.1	1725	-5	--
	Mediana	2.4	52.1	51.1	0.1	1627	-21	--
Oxido	OXIDE	6.8	0.46	0.09	0.2	14	5	0.71
	Mediana	6.4	0.08	0.06	0.1	2	0	--

[1] Potencial ácido total.
[2] Potencial de neutralización.
[3] Relación de potencial de neutralización.

La Tabla 4.2 presenta un resumen de los resultados BAB obtenidos para cada una de las muestras usadas en las celdas húmedas y los valores medianos de estos tipos de roca de las 227 muestras BAB.

Pruebas de Solubilidad del Material Estéril de los Óxidos

Se llevaron a cabo pruebas de agitación en frasco para evaluar el potencial de liberación de contaminantes de la roca estéril de óxidos en 27 muestras, incluida la muestra de óxido de la celda húmeda. Por lo general, es evidente que existe una relación negativa entre pH y Cd, Cu, Cr, Ni, Pb y Zn, siendo el Cu y el Zn los que generalmente mostraban concentraciones más elevadas. Todas las concentraciones estaban muy por debajo de los valores dados en las normas peruanas. Las concentraciones de arsénico lixiviados son bajas (por debajo del nivel detectable en la muestra de la celda húmeda). La Tabla 4.3 presenta un resumen de los resultados de las pruebas de agitación en frasco para los materiales oxidados.

Pruebas Cinéticas

Las pruebas en celda húmeda (CH) miden velocidad de reacción a lo largo de un período de varios meses. Se usaron los resultados para cuantificar el potencial de generación de aguas ácidas y las tasas de liberación de metal para los diferentes tipos

de roca estéril de TG-1. Los datos CH no representan la calidad prevista de agua descargada del lugar.

También se llevaron a cabo pruebas de campo en pilas piloto de lixiviación, usando roca no chancada de testigos de perforación. Se iniciaron estas pruebas para evaluar la química de infiltración de la roca estéril en una escala que se aproxime más a la operación minera, bajo condiciones climáticas ambientales locales.

Los resultados analíticos de las pruebas cinéticas se presentan en el Informe Ambiental de Línea Base y se resumen en la Tabla 4.4. En los siguientes párrafos se presenta un resumen de los resultados de las pruebas de celda húmeda y de las pilas piloto de lixiviación para las principales unidades de roca:

Óxidos

- La muestra de óxido en celda húmeda mantuvo un pH de lixiviación >7.1 mientras duró la prueba de celda húmeda. Esto refleja la presencia de PN medible en la muestra (PN = 5), que es mayor al valor de la mediana para la unidad (PN = 0). Así, el pH de lixiviación de esta celda refleja el de la situación más favorable del pH de drenaje de la unidad de minado de óxidos.

- Se registró una tasa promedio de producción de sulfato de 0.3 mg/kg/semana en la muestra de óxido durante los últimos 5 ciclos, debido a los sulfuros presentes en la muestra. Sin embargo, las pruebas BAB señalaron la presencia de sólo 0.09 por ciento de sulfuro.

- El arsénico, cadmio y níquel estaban por debajo del límite de detección analítica en el lixiviado de la celda húmeda. Así, se prevería que estos metales serían liberados sólo a bajos niveles, en un pH cercano al neutro.

- La muestra de óxido en celda húmeda consistentemente liberó tasas relativamente bajas de zinc durante las últimas cinco semanas de las pruebas.

- La liberación de Cu mostró una tendencia a la baja hasta <0.004 mg/kg/ciclo durante los 5 ciclos finales. Las tasas observadas sugieren que en condiciones de drenaje de pH neutro, la descarga de Cu de la unidad de óxidos será bastante menor en comparación con otras unidades de minado, pero puede que las concentraciones excedan 0.01 mg/L.

- Se llevó a cabo la prueba de campo en pilas piloto de lixiviación en una muestra de Goetita. Este material representa <1% de la roca estéril de óxidos. El material no diferenciado de óxido en la pila de lixiviación mantuvo un pH

de lixiviación entre 6 y 7. La prueba en celda húmeda sugiere que el arsénico no sería un problema en la unidad de óxidos. Sin embargo, se observaron concentraciones de arsénico en el ensayo de campo superiores a 0.1 mg/L. La concentración de zinc en el depósito de lixiviación de campo era consistentemente >0.1 mg/L, valor mayor que el encontrado en la celda húmeda.

Tabla 4.4 Resumen de Resultados de Pruebas Cinéticas para Roca Estéril

MUESTRA		pH	SULFURO %S	SULFATO (mg/kg/sem)	ALCALINIDAD (mg/kg/sem)	As (mg/kg/ sem)	Cd (mg/kg/ sem)	Cu (mg/kg/ sem)	Ni (mg/kg/ sem)	Zn (mg/kg/ sem)
Máfica	BABX 1	7.6	0.8	4.31	6.0	0.00022	0.00008	0.00421	0.00007	0.00579
	BABX 2	7.5	0.1	0.48	5.9	0.00024	0.00002	0.00209	0.00006	0.00611
Dacita	DABX	5.2	0.9	10.7	0.5	0.00024	0.00021	0.01388	0.00095	0.61019
	DACT 1	6.6	2.0	35.6	1.8	0.00024	0.00021	0.01081	0.00017	0.04358
	DACT 2	2.6	1.6	287	0	0.00117	0.01838	0.92929	0.00525	4.05262
Stockworks	STK	3.6	10.2	67.0	0	0.00475	0.00686	15.25744	0.00115	8.08503
Sulfuro Masivo	SUO	2.2	55.0	510	0	0.33042	0.0094	0.43010	0.00114	0.34880
Oxido	OXIDO	7.3	0.1	2.9	3.5	0.00022	0.00004	0.00295	0.00004	0.00631

* Datos finales de celda húmeda aún no están disponibles.

Dacita (DABX, DACTI, DACT2)

- El pH de lixiviación de las muestras de la celda húmeda de dacita varió en un rango más amplio (pH 7.9 a pH 2.5) que en las muestras

- Las pruebas BAB y mineralógicas señalaron que tanto calcita como siderita pueden estar presentes en la unidad de dacita. La calcita, cuando estuvo presente, suministró una capacidad suficiente de amortiguación para neutralizar la acidez. Las muestras que contenían siderita se amortiguaron cerca de pH 5.

- Las tasas de producción de sulfato señalaron que la tasa de oxidación de los sulfuros se incrementó en un orden de magnitud al disolverse los minerales de carbonato disponibles y el pH cayó por debajo de 3.5 en DACT2.

- La muestra DACT1 produjo lixiviación con un pH un poco menor de 7.0 y bajas cantidades de alcalinidad en exceso. En consecuencia, la muestra DACT1 neutraliza la acidez de manera eficiente, demostrado por la relación molar de carbonato de 1.

- La prueba en celda húmeda sugería que el arsénico no sería un problema en la unidad de dacita. Sin embargo, las concentraciones de arsénico en las pilas de campo se incrementaron durante las pruebas y excedieron 0.1 mg/L., registrándose una lectura máxima de 0.161 mg/L As.

- La carga de lixiviado en las celda húmedas indicaba que se pueden esperar concentraciones elevadas de cadmio, cobre y zinc de la unidad de minado dacita cuando las condiciones produzcan drenaje de pH <7.0. El lixiviado de la pila piloto de campo, que contenía una concentración máxima de cadmio de 0.4 mg/L a pH 4.6, concentraciones de cobre >1.0 mg/L a pH 4.5, y una concentración máxima de zinc de 22.9 mg/L a pH 4.6, confirma este análisis.

- Las pruebas de celda húmeda señalaron que la liberación de níquel sólo será un problema para los materiales ensayados en condiciones extremadamente ácidas.

Roca Máfica (BABX1, BABX2)

- Las muestras de celda húmeda de roca máfica contenían carbonato reactivo PN que es capaz de mantener soluciones de drenaje pH neutros.

- Las muestras de roca máfica mostraron las tasas más bajas de oxidación de sulfuro de las muestras de sulfuros ensayados en las celdas húmedas. Las bajas tasas de oxidación no se pueden atribuir exclusivamente al contenido inicial de sulfuros. Podría ser que la variedad euhédrica de la pirita observada en las

concentraciones de cobre en el lixiviado de las pilas de campo excedieron 0.01 mg/L. La medida inicial fue de 6.73 mg/L Cu, pero la concentración de cobre disminuyó posteriormente en dos órdenes de magnitud.

La roca estéril sulfuroso (SU0, STK) y los relaves sulfurosos todos mostraron un potencial de drenaje ácido, que será mitigado con las tecnologías apropiadas de control que se describen en la Sección 4.5.

Resumen de Clasificación DAR

Se han establecido normas específicas para cada material: en la mayoría de los casos, una RPN mayor a 1 : 2.1, dependiendo del material, o un contenido de azufre total menor de 0.1 por ciento corresponde a material no generador de ácido. Dado que las muestras representan las diversas unidades geológicas en el depósito, el porcentaje de muestras definidas como PGA para cada unidad es aproximadamente igual al porcentaje de roca estéril potencialmente generador de ácido que teóricamente se podría usar para determinar el tamaño de los depósitos de
disponibilidad de materiales de construcción. Antes de la extracción, se llevará a cabo un muestreo adicional para establecer la distribución espacial *in situ* de material NGA y PGA a escala de minado, usando los métodos recomendados como resultado de las pruebas BAB. De este modo, subconjuntos NGA de unidades que en conjunto son potencialmente generadoras de ácido, podrían ser segregados como material a emplearse para construcción. Se prevé que estos materiales NGA estarán a la mayor distancia del cuerpo mineralizado de sulfuros. A continuación, se indica la

clasificación DAR de los principales tipos de roca (identificados en el cronograma de

- Sulfuros (39 por ciento de roca estéril): Contenidos muy elevados de azufre y potencial de neutralización insignificante; 100 por ciento de esta unidad es generadora de ácidos y es capaz de producir drenaje ácido al ser expuesto al

- Dacita (27 por ciento de roca estéril): Varía significativamente en contenido de azufre y valores RPN; se prevé que 30 por ciento de esta unidad no será generadora de ácido (NGA). Se halló que los sedimentos de dacita y las riodacitas también tenían 30 por ciento NGA;

- Rocas máficas (5 por ciento de roca estéril): Presentan potencial relativamente bajo de generación de ácidos (50 a 60 por ciento clasificado como NGA). Se requiere de mayor estudio para asegurar que la liberación de arsénico no está asociada con este material NGA.

- Otras Rocas (5 por ciento de roca estéril): La riolita tiene una RPN muy baja, se prevé que la mayor parte de esta unidad sea baja en azufre y por lo tanto tenga un potencial bajo de generación de ácido. Debe llevarse a cabo una -sulfuro para este material, a fin de establecer claramente el material PGA e incrementar la disponibilidad de este material para ser usado en la construcción. Los materiales del dique se clasifican como de bajo potencial de generación de ácido y sólo el 33 por ciento de las muestras fueron PGA. El material conglomerado se clasifica en un 100 por ciento como PGA;

- Óxidos (12 por ciento de roca estéril): Clasificados como NGA debido a su bajo contenido de azufre en razón de la oxidación del azufre. Esta oxidación da como resultado el enriquecimiento de As, Se, Sb, Cu, Pb y Zn, y en condiciones de pH fuera del rango 5.5 a 7.5, podría presentarse lixiviación de estos metales;

- Arenas de cuvierta (12 por ciento de roca estéril): Clasificado como NGA.

4.3 Plan de Minado

Se procederá con el desbroce preliminar de aproximadamente 30 m de material de cuvierta del tajo abierto, conjuntamente con la desviación del Río Piura y la construcción de los diques de protección necesarios. La Figura 4.4 ilustra los límites requeridos de desbroce preliminar en el tajo, antes del inicio de las operaciones de molienda. A lo largo de la vida de la mina, se retirarán un total de 12.5 millones de

Desde el inicio del Año 4, y durante el resto de las operaciones mineras, la extracción y el procesamiento del mineral de sulfuros procederá a un ritmo de 20,000 tpd. La cantidad total de sulfuros a ser extraído durante la vida de la mina será de 61.3 millones de toneladas. El tajo abierto del mineral sulfurado alcanzará una profundidad máxima de 260 m y cubrirá un área de 70 hectáreas, tal como se muestra en la Figura 4.2. La mayor parte del roca estéril rocoso que se genere durante la fase de sulfuros será altamente reactivo y por lo tanto su disposición se hara en el depósito de relaves para evitar su oxidación y la generación de ácido. Toda generadora de ácido, tanto de la fase de óxidos como de la de sulfuros, será colocada en el mismo depósito de relaves. Se retirará del tajo abierto una cantidad total de 2.8 millones de toneladas de roca estéril no ácido que será depositado en el botadero,

mientras que 61.3 millones de toneladas de roca estéril generadora de ácido serán almacenadas en el depósito de relaves durante la vida de la mina.

Durante las fases de óxidos y de sulfuros, toda agua que ingrese al tajo abierto ya sea por infiltración del lecho rocoso o por precipitación, será bombeada directamente al depósito de relaves para su almacenamiento ya que puede que no sea apta para su uso directo como agua fresca de reposición. En el caso de que se acumule agua acída en el tajo abierto, se agregará cal directamente a ésta antes de bombearla al depósito de relaves. Las cantidades proyectadas promedio de bombeo de agua freática se consignan en el Balance Hídrico en la Sección 4.10.

El proceso de rehabilitación de la zona del tajo abierto contempla la apertura del dique al Río Piura que fuera previamente derivado, para que el tajo se llene de manera

Figura 4.4 Emplazamiento de la Mina al Final del Período de Pre-Producción
Este es un dibujo de AMEC 100-G-002?

Figura 4.5 Emplazamiento de la Mina al Final del Año 4 de Operaciones

Este es dibujo AMEC 100-G-003.

4.3.1 Operaciones Mineras y Cronograma de Producción de Roca

El mineral del depósito será extraído del tajo abierto desde el nivel ubicado 90 msnm, siendo el nivel más bajo de extracción la cota -170 msnm. La rampa principal de salida se ubicará aproximadamente a 60 msnm. El tajo ocupará al final de la vida de la mina una extensión de 70 ha. La Figura 4.5 presenta una vista de planta del tajo abierto final propuesto para el año 4

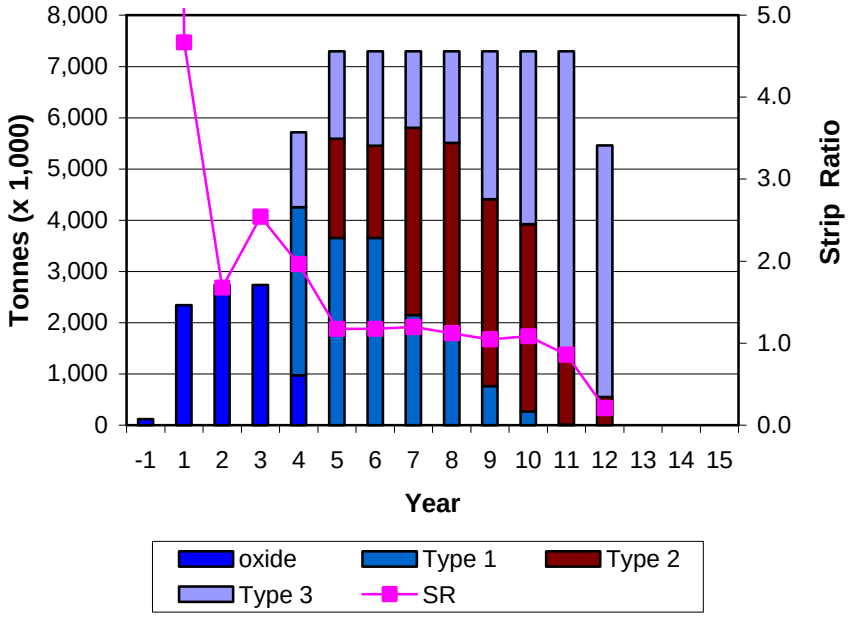
El mineral será extraído en bancos de 2.5 m de alto para los óxidos y de 10 m para los sulfuros, usando mallas normales de perforación con taladros de 75 a 200 mm de diámetro, con un espaciamiento de entre 2 y 8 m. La roca estéril será perforada en bancos de 5 m de alto para los óxidos y de 10 m para los sulfuros, usando las mismas mallas para la perforación. Tanto el mineral como la roca estéril serán removidos con explosivos a base de nitrato de amonio, utilizando un factor de carga promedio de 0.42 kg de explosivo por cada metro cúbico de roca.

La roca removida será cargada con dos cargadores frontales hidráulicos de 1000 kW a camiones de acarreo con capacidad de 150 toneladas cada uno. La roca estéril será acarreado a la zona de almacenamiento de roca estéril a los lugares de construcción. La distancia promedio de acarreo es de aproximadamente 4.5 km. El mineral tal como sale de la mina será llevado directamente a la chancadora. La Tabla 4.5 muestra la tasa anual de producción de mineral y de roca estéril durante la vida de la mina, mientras que la Figura 4.6 ilustra la producción de mineral y la relación de desbroce a lo largo de la vida de la mina. El movimiento total de material llegará a un máximo de 16 Mt por año, durante unos 5 años.

Tabla 4.5 Tasas Anuales de Minado

Año	Mineral Oxidado (kt)	Mineral Sulfurado (kt)	Roca estéril (kt)	Relación de Desbroce
Pre-producción	119		10,135	N/A
Año 1	2,344		10,945	4.7
Año 2	2,738		4,598	1.7
Año 3	2,738		6,960	2.5
Año 4	974	4,744	11,243	2.0
Año 5		7,300	8,574	1.2
Año 6		7,300	8.576	1.2
Año 7		7,300	8,729	1.2
Año 8		7,300	8,188	1.1
Año 9		7,300	7,649	1.0
Año 10		7,300	7,919	1.1
Año 11		7,300	6,282	0.9
Año 12		5,457	1,144	0.2
Total	8,913	61,301	100,942	1.4

Figura 4.6 Cronograma de Producción de Mineral



La Tabla 4.6 muestra un resumen de los parámetros geotécnicos del tajo abierto.

Tabla 4.6 Resumen de los Parámetros Geotécnicos del Tajo Abierto

Zona	Angulo (grados)
Cuvierta	18
Oxido	40
Rocas Volcánicas y Sulfuros Masivos	
Cara Sur y Oeste	45
Cara Este	45 – 50
Cara Norte	50

El diseño de la pared final de tajo abierto se basó en investigaciones y análisis geotécnicos, incluida la caracterización geológica y condiciones sísmicas específicas del lugar. Se ha llevado a cabo un análisis detallado de la estabilidad del diseño para asegurar que el talud del tajo permanezca estable durante toda la operación y luego del cierre de la mina.

Cuando termine la explotación, las paredes del tajo tendrán entre 50 y 260 m de alto, con bancos de 20 m de altura. Se proyecta el talud del tajo en la cuvierta en 18 grados debido a la presencia de arenas saturadas, lo cual requerirá de una berma de pie construida de relleno granular compactado para permitir que el talud de la cuvierta sea de 3H:1V. En otros lugares del tajo, donde haya roca más competente, el talud del

Las rampas de acarreo en el tajo abierto están diseñadas con un ancho de 30 m y una pendiente típica de 8 por ciento. Ciertas secciones menores tendrán pendientes de hasta 10 por ciento. Las vías de acarreo desde el tajo hasta la zona de almacenamiento de roca estéril y la instalación de chancado tendrán un ancho aproximado de 30 m, y espacio adicional para bermas y zanjas de drenaje. Las vías de acarreo serán regadas cuando sea necesario para reducir el polvo.

El mineral y la roca estéril serán retirados del tajo abierto usando cargadores frontales
miones, al ritmo de producción que se muestra en la Tabla 4.5. El plan de minado ha sido diseñado por AMEC E&C Services Limited para proveer un tonelaje constante de alimentación a la planta durante la vida de la mina de año en año y así usar de manera eficiente el conjunto de equipo de mina.

Se proyecta que el minado del depósito culmine en 12 años, incluido un año de minado pre-producción. Se proyecta que la tasa nominal de producción de mineral será de 7,500 tpd del mineral de oxidado en los primeros tres años y medio, y luego 20,000 tpd de sulfuros. La roca estéril será extraído a un ritmo de entre 11,000 tpd y 35,000 tpd dependiendo de la fase de desarrollo de la mina. La relación global de desbroce para el tajo abierto TG-1 será de 1.4:1.

Sobre la base de la proyección de la mina, se prevé que el tonelaje total de material a ser extraído será de aproximadamente 171 Mt, de los cuales 101 Mt sería roca estéril

Conforme progrese el desarrollo de la mina, es posible que se tornen minables recursos geológicos adicionales y el tonelaje procesado se podría incrementar. Además, Manhattan tiene la intención de continuar con la exploración de sus otras concesiones, con la expectativa de que se podrían incrementar las reservas.

4.3.2 Equipo de Mina

La flota de equipo que Manhattan usará para cumplir con el cronograma propuesto de minado se describe en la Tabla 4.7. El número específico de equipos podría variar como resultado de las necesidades específicas de corto plazo. El consumo anual máximo de combustible diesel para la flota de equipo se estima en aproximadamente 12 millones de litros/año. Estos estimados de equipo podrán ser modificados para acomodar cambios en la operación a lo largo de la vida de la mina.

Tabla 4.7 Flota de Equipo Minero

Equipo de carguío	2-1000kW excavadoras frontales
Equipo de Acarreo	9 – camiones de acarreo de 150t
Equipo de Perforación	2 – 200 mm perforadoras de barreno 1 – 75 mm perforadora de barreno secundario
Equipo de Apoyo	3 - 300 kW Dozers de oruga 2 - 200kW Niveladoras Camiones de entrega de explosivos, Retroexcavadoras, Camiones cisterna de agua, Camiones cisterna de combustible, Transportadores de personal y herramientas, Camiones mecánicos, Camiones de plataforma, Camionetas

4.4 Planta Concentradora y Proceso de Molienda

Del Año 1 al Año 4 de operación de la mina, se contará con una planta de tratamiento para mineral oxidado de oro de 7,500 tpd de capacidad, que incluirá chancado, molienda, lixiviación de cianuro en tanques y circuitos de precipitación Merrill-Crowe para recuperar oro y plata en forma de doré. A partir del Año 3, se contará con una planta concentradora de mineral de sulfuros de 20,000 tpd de capacidad, que constará con dos líneas concentradoras paralelas de 10,000 tpd cada una, para recuperar concentrados de cobre (mineral Tipo 1 y Tipo 3) y de zinc (mineral Tipo 2) mediante procesos de molienda y flotación convencional. La planta utilizada para el tratamiento del mineral oxidado será desmantelada en el Año 4.

Los relaves de la planta de óxidos, en la cual se destruirá el cianuro usando el proceso SO_2/Aire, serán bombeados a un depósito de relaves revestido en su base, y el agua sobrante será recirculada al proceso. Los relaves de la planta de sulfuros serán bombeados a la misma instalación de almacenamiento de relaves y el agua en exceso

La Figura 4.7 ilustra el diagrama de procesos para la planta de oxidos y las Figuras 4.8 a 4.10 muestran el proceso de los tres tipos de mineral de sulfuros. El detalle del proceso se presenta en el Anexo X.

Figura 4.7 Diagrama de Flujo para la Planta de Oxidos

Figura 4.8 Diagrama de Flujo Tipo 1 – Planta de Sulfuros

Figura 4.9 Diagrama de Flujo Tipo 2 – Planta de Sulfuros

Figura 4.10 Diagrama de Flujo Tipo 3 – Planta de Sulfuros

4.4.1 Planta de Óxidos

4.4.1.1 Planta de Beneficio

Molienda

Los molinos de bolas que serán usados para la molienda del mineral oxidado están
lienda de sulfuros de 10,000 tpd.

El circuito de molienda de óxidos de 7,500 tpd consistirá en un molino autógeno y un molino de bolas que operarán en circuito cerrado con hidrociclones, que reducirán el mineral chancado a un tamaño nominal P_{80} de 38 ìm. El agua de lavado en la zona de la chancadora será recolectada en un sumidero y bombeada a una poza de colección para ser evaporada. Habrán sumideros de derrames debajo de la zona de almacenamiento para recolectar el agua de escorrentía en los túneles de
para ser bombeada al circuito de molienda.

Espesado, Preaireación y Lixiviación

El rebose del ciclón fluirá por gravedad con agua recirculada desde el depósito de relaves a un espesador de molienda de alta velocidad. El rebose del espesador será bombeado de regreso al circuito de molienda para su uso como agua de molienda. La pulpa espesada de gruesos será transferida a tanques de preaireación, donde se agregará aire comprimido y lechada de cal para incrementar el pH a 11, durante un periodo de residencia de 8 horas. Luego de la preaireación, los gruesos de la pulpa serán transferidos a tanques de lixiviación con agitación mecánica. En los recipientes de lixiviación se agregará cianuro (para lograr 0.8 - 1.0 g/L) y aire comprimido para promover la disolución del oro y la plata, con un tiempo de retención total de 24 horas.

La pulpa de los tanques de lixiviación será transferida a un espesador para su lavado mediante decantación contra corriente (DCC). Luego, la solución cargada que contiene oro y plata es bombeada a un proceso Merrill-Crowe de precipitación con polvo de zinc. Los gruesos del espesador son bombeados para la destrucción del cianuro y luego serán enviados al depósito de relaves. Toda el agua que se recupere

durante los procesos de molienda, preaireación, y lixiviación podrá ser usada en los circuitos de lavado DCC.

Recuperación de Oro/ Plata

Los metales preciosos serán recuperados de la solución cargada mediante el proceso Merrill-Crowe de precipitación con polvo de zinc. La solución cargada que contiene los metales preciosos será filtrada y desaireada. Luego se agregarán nitrato de plomo, solución de cianuro y polvo de zinc a la solución cargada clarificada y desaireada. El precipitado de zinc-oro-plata será recolectado en un filtro prensa para ser retirado manualmente para su secado. La solución estéril del filtrado será bombeada de regreso para uso en los circuitos de lixiviación y enjuague.

El precipitado será secado durante 24 h en una retorta calentada por resistencia a 750°C, bajo un leve vacío. Esto vaporizará el mercurio, que se acumulará en un condensador con camisa de agua. Si hubieren vapores de mercurio que pasaran por el condensador sin ser recuperados, serán atrapados en un filtro de carbón activado. El mercurio líquido que sea recuperado, será almacenado en frascos para ser retirado del lugar de la mina.

El precipitado seco será mezclado con fundentes (bórax, carbonato sódico y sílice) u fundido en un horno de inducción de 1,800 kg para separar el oro y la plata de cualquier otro metal. Los materiales de desecho irán a la fase de escoria. El oro y la plata serán vertidos en barras de doré y transportados para su procesamiento final en la refinería. La escoria del horno de inducción será chancado, molido y pasado por una mesa gravimétrica para recuperar el doré residual que luego será fundido nuevamente. La escoria estéril será reciclada al ciclo de molienda y de ahí se

Todos los gases del horno pasarán por un lavador de gases por vía húmeda antes de ser descargados al ambiente. La corriente de fondo del lavador por vía húmeda será retornada al circuito.

Se prevé que las concentraciones nominales de mercurio en el mineral oxidado y su precipitado de zinc serán bajas o trazas. Los niveles de mercurio en el componente de transicional (SDBA) del mineral oxidado, que comprende aproximadamente un 10 por ciento del recurso, son elevados en comparación con el resto de este tipo de mineral, pero serán diluidos al ser mezclados para controlar la ley. No obstante, el diseño de la refinería incluye una retorta de secado para manejar este pequeño riesgo de exposición. La retorta calentará el precipitado para vaporizar el mercurio que hubiera y lo recolectará en un sistema de condensador y filtro, antes de su fundición y transporte fuera del emplazamiento minero.

Sistemas de Aire

Aire del Proceso – Se usarán dos sopladores de 7,200 m^3/h, de 175 kPa para proveer de aire a baja presión a los recipientes de lixiviación. Un soplador independiente proveerá 1,425 m3/h de aire a los dos tanques de destrucción de cianuro.

Aire en la Planta – Los compresores de aire proveerán de aire a la planta a través de mangueras para el servicio de aire en toda la instalación de procesamiento incluyendo el que se requiere para los instrumentos.

4.4.1.2 Tratamiento de Relaves/ Destrucción de Cianuro

La pulpa de relaves será tratada para destruir el cianuro residual antes de ser descargada al depósito de relaves. El sangrado de la solución estéril (barrera) y los gruesos del lavado de DCC serán agitados mecánicamente en tanques de destrucción de cianuro durante un tiempo de retención total de 90 minutos. Las concentraciones de CN_{WAD} y metales pesados en el residuo lixiviado de la pulpa serán reducidos mediante el proceso SO_2/Aire. Se medirán el aire, el SO_2 (en forma de metabisulfito de sodio), la cal y el sulfato de cobre en los tanques de destrucción y reducirá el CN_{WAD} a menos de 2 ppm, oxidando el cianuro a cianato. El cianato se descompondrá posteriormente en amoniaco y en otros productos inocuos de carbón y/o nitrógeno. Además de destruir el cianuro, este proceso oxidará los complejos de

metales pesados para su precipitación y fijación como oxidróxidos metálicos en el

Al ser descargado en el depósito de relaves, el CN_{WAD} residual se descompondrá aun más por acción de la luz solar. Se prevé que la concentración de cianuro libre en el depósito de relaves será de menos de 0.1 ppm. El agua recuperada será bombeada a tanques de recuperación mediante una turbina vertical instalada en una barcaza.

La Tabla 4.8 resume el principal equipo que se usará en los procesos de molienda y

Tabla 4.8 Resumen de Principal Equipo de Molienda

Componentes	Dimensión	No. de Unidades
Molino SAG	8.53 m x 3.05 m; 3,750 kW	1
Molino de bolas	6.10 m x 10.36 m; 7,500 kW	1
Espesador pre-lixiviado	21 m diámetro	1
Tanque de pre-aereación	13.7 m diámetro, 14.2 m alto	2
Agitadores de lixiviado	13.7 m diámetro	4
Espesadores DCC	21 m diámetro	5
Filtros clarificadores de solución	186 m^2 área de filtración	3
Torre Crowe	3.35 m diámetro, 7.92 m alto	1
Filtros prensa de zinc	186 m^2 área de filtración	3
Retorta de precipitado	1,800 kg capacidad	1
Horno	1,800 kg capacidad	1
Tanque de destrucción de cianuro	7.75 m diámetro, 7.75 m alto	2

4.4.1.3 Reactivos

El circuito usará una serie de reactivos convencionales de lixiviación, incluidos el cianuro de sodio, cal, polvo de zinc, tierra diatomácea, sulfato de cobre, metabisulfito de sodio y floculantes. La Tabla 4.9 muestra el consumo previsto de reactivos.

Tabla 4.9 Reactivos y Consumo

Item	Reactivo	Uso	Consumo Max. Diario Aprox.	Consumo Anual	Sólido/ Líquido	Formato Normal de Entrega	Volumen de Almace-namiento en el lugar
1	Cal	Control de pH	25 t	6,850 t	Sólido	Cal viva a granel	300 t
2	Cianuro de sodio	Agente de lixiviación	6.0 t	2,000 t	Sólido	1 t super sacos o bolsas	Paleta
3	Ácido clorhídrico	Ayuda de filtración	10 kg	3.7 t	Líquido	Cilindros de 20 gal.	Cilindros paleta
4	Zinc (granular, polvo)	Precipitación	500 kg	170 t	Sólido	Cilindros de 25 kg	Paletas
5	Metabisulfito de sodio	Destrucción de CN	11.5 t	4,200 t	Sólido	1 t supersacos	Paleta
6	Sulfato de cobre	Destrucción de CN	200 kg	68 t	Sólido	Bolsas de 25 kg	Paleta
7	Dispersante	Tratamiento de agua	0.05 m^3	18.5 m^3	Líquido	Cilindros de 20 gal.	Cilindros paleta
8	Floculante	Floculación	650 kg	200 t	Sólido	Bolsas de 25 kg	Paleta
9	Tierra diatomácea	Ayuda de filtración	650 kg	200 t	Sólido	Bolsas de 25 kg	Paleta
10	Nitrato de plomo	Precipitación	650 kg	200 t	Sólido	Bolsas de 25 kg	Paleta

Los procedimientos para el almacenamiento y la manipulación de los reactivos están diseñados para garantizar la seguridad del personal y el control de impactos potenciales en el ambiente. Estos controles incluyen:

- Envasado y rotulado seguro de materiales
- La rotulación de los tanques con el nombre de la sustancia química y la precauciones apropiadas de seguridad
- Asegurar que las zonas de almacenamiento de reactivos sólidos estén bien iluminadas, secas y ventiladas
- Asegurar que los recipientes de reactivos permanezcan sellados hasta su uso para evitar filtraciones o derrames accidentales
- Establecer que está prohibido fumar en las zonas de almacenamiento de reactivos y que éstas estén ubicadas lejos de zonas de alimentos
- Proveer de equipo contra incendios en los lugares de almacenamiento de líquidos inflamables y usar sistemas eléctricos y de ventilación no inflamables

- Asegurar que los reactivos y los combustibles sean almacenados en zonas separadas de almacenamiento con todas las medidas requeridas de seguridad, tales como contención secundaria incluida en el diseño
- Eliminar de manera segura los envases de envío
- Devolver los envases a los proveedores para que sean usados de nuevo, cuando esto sea posible
- Capacitación inicial y permanente en conciencia de seguridad para todo el personal que manipula reactivos
- Proveer puntos de primeros auxilios apropiados con fácil acceso de todas las zonas de manipulación de reactivos
- Escoger materiales apropiados de construcción para todo el equipo de almacenamiento y manipulación de reactivos
- Proveer de estructuras de contención con capacidad de 110 por ciento del volumen del tanque de almacenamiento para cada reactivo.

A continuación se describen los métodos de almacenamiento y manipulación a emplearse.

Cianuro

El cianuro de sodio en forma de gránulos sólidos será recibido en bolsas de plástico selladas en cajas de triplay de aproximadamente mil kilos de capacidad. Se requerirá de aproximadamente 6.0 toneladas de cianuro de sodio por día en el proceso. El cianuro sólido será disuelto con agua de proceso para preparar una solución al 20 por ciento (en peso) para su almacenamiento y distribución. Se agregará solución estéril Merrill-Crowe al tanque de mezclado antes de agreguar el cianuro para asegurar que se mantenga la alcalinidad protectiva de la solución de cianuro. La solución mezclada

rcuito de lixiviación usando un sistema de circuito anular.

Cal

La cal viva será entregada a granel al sistema de cal, el mismo que consiste en un silo con capacidad de 300 t, con un de molino de bolas para disgregarla. La lechada

resultante de 15 por ciento será bombeada a un tanque de retención de 4.6 m de diámetro y 4.9 m de alto, desde el cual será distribuido a la planta mediante un sistema de circuito anular. El uso máximo diario de cal para el control de pH será de 12.8 t, y se usarán 6.2 t/día para neutralización en el proceso de tratamiento de cianuro.

Floculante

Se recibirá floculante seco (Percol E10) en bolsas de 25 kg. El consumo máximo diario será de 850 kg. Habrá un sistema de mezclado automático para facilitar la Se preparará y almacenará una solución de floculante de 0.5 por ciento; la que se diluirá a 0.05 por ciento antes de su uso en el circuito de pre-lixiviación y en el espesador DCC.

Sulfato de Cobre

Se usará sulfato de cobre penta-hidratado ($CuSO_4.5H_2O$) para la destrucción del cianuro, a una tasa de 200 kg/día. Se recibirá en grandes sacos de 1000 kg con revestimiento interior de polietileno y se mezclará a una concentración de 15 por ciento en una tanque de mezclado. Se mezclará 4,000 kg de sulfato de cobre penta-hidratado por lote y éste será transferido a un tanque de retención. La solución de sulfato de cobre será bombeada del tanque de retención al tanque de destrucción de cianuro.

Metabisulfito de Sodio

Se requerirá de metabisulfito de sodio para el proceso de destrucción de cianuro. El consumo máximo diario será de 11.5 t. Se recibirá en grandes sacos de 1000 kg con revestimiento interior de polietileno. La solución que resulte de agregar agua será almacenada en un tanque de retención. La solución de metabisulfito de sodio será bombeada del tanque de retención a los dos tanques de destrucción de cianuro.

4.4.2 Planta de Sulfuros

La planta de chancado y la concentradora de los sulfuros está diseñada para una capacidad de 20,000 tpd. Dos líneas de proceso descendentes del circuito primario de chancado operarán en paralelo, cada una con una capacidad de 10,000 tpd La primera línea a ser puesta en marcha tratará mineral de Tipo 1 y Tipo 3 para recuperar cobre. La segunda línea tratará mineral de Tipo 2 para recuperar cobre y zinc. El manejo del concentrado de cobre y las instalaciones de bombeo para relaves serán compartidos por ambas líneas. Sólo habrá instalaciones para recuperación de zinc en la línea para mineral Tipo 2.

4.4.2.1 Chancado y Molienda

Chancado Primario, Almacenamiento y Reclamación de Mineral

La planta de chancado para el mineral sulfurado se describe en la Sección 4.4.3. La pila de gruesos del mineral oxidado será usada para el apilamiento del mineral Tipo 2 y Tipo 3, y se construirá una segunda pila de 10,000 toneladas para el mineral sulfurado chancado para el manejo de mineral Tipo 1. Esta pila será idéntica a la que

Molienda

Cada circuito de molienda de mineral de sulfuros de 10,000 tpd consistirá en un molino SAG, y un molino de bolas que operarán en circuito cerrado con ciclones. El agua de lavado y los derrames en la zona de molienda serán recolectados en una zanja alimentada por los sumideros y bombeados a los sumideros que alimentan los ciclones.

Se agregará cal a la alimentación de ambos molinos; pero, la alimentación del molino SAG de la Línea 2 tratará mineral de Tipo 2 con sulfato de zinc y cianuro de sodio. Las descargas del molino SAG fluirán por gravedad a la caja de bombeo de descargas de los molinos SAG y de bolas, de donde será bombeado a hidrociclones de molino de bolas. Una vez en el molino de bolas, el mineral será reducido a un P_{80} nominal de

40 ón serán recirculados a un molino de bolas y los finos caeran por gravedad a un tanque de flotación rougher de cobre.

Línea 1, Flotación de Cobre de Mineral Tipo 1 y Tipo 3

Se llevará a cabo la flotación rougher en seis tanques de celdas de flotación convencionales a un pH de 12, usando xantato isopropílico de sodio (SIPX) como colector y metil isobutil carbinol (MIBC) como espumante.

Se flotarán dos concentrados rougher. El primero será sometido a una sola fase de limpieza primaria, mientras que el segundo será sometido a remolienda y luego a limpieza, depuración y finalmente, a dos etapas adicionales de limpieza.

El molino de bolas para la remolienda será un molino de tipo rebose que operará en circuito cerrado con una batería de 12 hidrociclones. El concentrado será reducido a un P_{80} nominal de 25 µm en el molino de bolas. Se usará cal, xantato isopropílico de sodio y metil isobutil carbinol como reactivos en el circuito de lavado.

El mineral Tipo 3 será procesado de manera similar al mineral Tipo 1, salvo que todo -molido en el molino y limpiado en las celdas secundarias de lavado. Se usarán xantato amilo de potasio como colector, metil isobutil carbinol como espumante y cal. En la Tabla 4.10 se incluye un resumen de los principales equipos a usarse en la Línea 1, para el proceso de flotación de mineral de cobre Tipo 1 y Tipo 3.

Tabla 4.10 Equipo Principal Usado en la Línea 1

Componentes	Dimensión	No. de Unidades
Molino SAG	8.53 m x 3.05 m; 3,750 kW	1
Molino a Bolas	6.10 m x 10,36 m; 7,500 kW	1
Tanques de Flotación Rougher	100 m^3 (No. Prim. – No. Sec.)	6 (2-4)
Limpiador Primario	8.4 m^3	4
Molino de Remolienda	4.27 m x 8.54 m; 2,000 kW	1
Tanques Lav. Flot. Sec.	40 m^3	4
Tanques Lav. Depuración Flot. Sec.	40 m^3	4
Celdas Flot. Sec. Relav.	8.4 m^3	6
Celdas Flot. Sec. Lav. Final	8.4 m^3	4

Línea 2, Mineral Tipo 2 Flotación de Cobre y Zinc

El procesamiento de mineral Tipo 2 se llevará a cabo mediante flotación secuencial de cobre y zinc. La flotación rougher de cobre se llevará a cabo en seis tanques celdas a un pH de 10.5, modificado por la adición de cal. Se usará xantato amil de potasio (PAX) como colector y metil isobutil carbinol como espumante.

El concentrado rougher de cobre será remolido a un P_{80} de 20 µm usando un molino de bolas y será lavado en tres etapas. Se agregarán sulfato de zinc y cianuro de sodio remolienda y se usarán DF250 y xantato amil de potasio en el lavado. Los primeros relaves serán limpiadas en celdas de depuración.

Se combinarán el rougher de cobre y los relaves depurados, se elevará el pH a 11.5 con cal, y la pulpa será llevada a un acondicionador de flotación de zinc. Se agregarán sulfato de cobre y cal al acondicionador de flotación de zinc para activar la esfalerita (sulfuro de zinc).

El desbaste del concentrado de zinc se llevará a cabo con colector xantato amil de potasio y espumante DF250 como reactivos en una serie de seis celdas, con un total de 30 minutos de permanencia. El concentrado rougher de zinc será remolido en un molino de bolas a un P_{80} de 20 µm, y lavado en tres etapas en celdas de tanque y columna. El lavado del concentrado de zinc requerirá de cantidades menores de

DF250 y de xantato amil de potasio. La recuperación normal de concentrado de zinc en las celdas finales de lavado será de aproximadamente 3.2 por ciento de nueva

El concentrado de flotación de cobre, que se producirá a un ritmo de 50 t/h, será bombeado al espesador de concentrado de cobre, donde será espesado a una densidad de pulpa de 60 por ciento en sólidos, para luego ser bombeado a un tanque de almacenamiento de pulpa de alimentación de filtro. La capacidad del tanque de almacenamiento de pulpa es de cuatro horas de producción de concentrado. La pulpa de cobre será filtrada mediante filtración a presión, a una humedad aproximada de 8 por ciento.

El concentrado de flotación de zinc será bombeado a un espesador de concentrado de zinc, que anteriormente fue el espesador DCC del circuito de oro. La pulpa espesada a 60 por ciento de sólidos será bombeada a un tanque de almacenamiento de pulpa que tiene capacidad para cuatro horas de producción de concentrado. La pulpa de zinc será filtrada mediante filtración a presión, a una humedad aproximada de 8 por ciento.

Las Tablas 4.11 y 4.12 resumen el equipo principal a usarse en el circuito de cobre de la Línea 2, y en el circuito de zinc de la Línea 2.

Tabla 4.11 Línea 2 Resumen de Equipo Principal Circuito de Cobre

Componentes	Dimensión	No. de Unidades
Molino SAG	8.53 m x 3.05 m; 3,750 kW	1
Molino de bolas	6.10 m x 10.36 m; 7,500 kW	1
Tanques de Flotación Rougher	100m^3	6
Molino de Remolienda	3.35 m x 6.70 m; 1,000 kW	1
Tanques Lav. Flot.	8.4 m^3	6
Tanques Lav. Depuración Flot.	8.4 m^3	4
Celdas Flot. Relav.	2.4 m^3	6
Celdas Flot. Lav. Final	2.4 m^3	4

Tabla 4.12 Línea 2 Resumen de Equipo Principal Circuito de Zinc

Componentes	Dimensión	No. de Unidades
Tanque acondicionador	100 m^3	1
Tanques de Flotación Rougher	100 m^3	6
Molino de Remolienda	3.35 m x 6.70 m; 1,000 kW	1
Tanques Lav. Flot.	8.4 m^3	8
Celdas Flot. Sec. Relav.	2.4 m^3	6
Celdas Flot. Lav. Final	2.4 m^3	4

Almacenamiento y Manipulación de Concentrado

Los concentrados de cobre y zinc serán llevados a sus respectivos almacenes adyacentes a la planta de procesamiento. El concentrado será recuperado por cargadores frontales o cargado directamente a camiones de 30 t. Para una producción de 1,200 tpd de concentrado de cobre y 360 tpd de concentrado de zinc, se cargarán aproximadamente 50 camiones de concentrado cada día (2 camiones/hora), para su transporte por carretera al puerto.

4.4.2.2 Reactivos

El circuito usará un conjunto de reactivos convencionales, incluido xantato, cianuro de sodio, cal, sulfato de zinc, sulfato de cobre y floculante. La Tabla 4.13 muestra los consumos estimados de estos reactivos.

Tabla 4.13 Consumo de Reactivos Planta de Sulfuro

Item	Reactivo	Uso	Consumo Max. Diario Aprox.	Consumo Anual	Sólido/ Líquido	Formato Normal de Entrega	Volumen de Almacena-miento en el lugar
1	Cal	Control de pH	80 t	27,500 t	Sólido	Cal viva a granel	300 t
2	Cianuro de Sodio	Depresor	2.5 t	900 t	Sólido	1 t super saco o bolsa	Paleta
3	Sulfato de Zinc	Depresor	7.5 t	2,700 t	Sólido	Bolsa de 25 kg	Paleta
4	PAX	Colector	2.0 t	750 t	Sólido	1 t super sacos	Paleta
5	SIPX	Colector	0.85 t	250 t	Sólido	1 t super sacos	Paleta
6	Sulfato de Cobre	Activador de Zn	6 t	1,880 t	Sólido	Bolsa de 25 kg	Paleta
7	MIBC	Espumante	2.5 m^3	800 m^3	Líquido	A granel	Tanque de 30 m^3
8	Floculante (Percol E10)	Floculación	75 kg	15 t	Sólido	Bolsa de 25 kg	Paleta
9	DF 250	Espumante	1.8 m^3	600 m^3	Líquido	Cilindro	Paleta

El almacenamiento y manipuleo de los reactivos será discutido en la Sección 4.9.5 de ojas de información para el uso seguro de los materiales reactivos se incluyen en el anexo IV. Las siguientes secciones resumen el uso de estos reactivos.

Cal

Se agregará lechada de cal a los circuitos de lixiviado de óxido y de flotación para el control del pH mediante un sistema que consiste en un silo de cal viva con capacidad de 300 t con un molino de bolas y un tanque de almacenamiento de lechada de cal. Se instalarán circuitos de distribución de lechada de cal en el circuito de lixiviación de y en el circuito de flotación, con tomas con válvulas en los puntos apropiados. El uso máximo diario de cal será de 80 t.

Cianuro de Sodio

El cianuro de sodio en forma de gránulos sólidos será suministrado en bolsas de plástico selladas en cajas de triplay de aproximadamente mil kilos de capacidad. El cianuro sólido será disuelto con agua del proceso para preparar una solución 20 por

ciento (en peso) para su almacenamiento y distribución y el pH se elevará a 10.5 usando lechada de cal. La solución será entregada al molino SAG de la Línea 2 y la remolienda de la Línea 2 mediante extensiones del sistema anular instalado para el procesamiento del óxido. Se usará este reactivo a un ritmo de 2.5 tpd.

Sulfato de Zinc

El sulfato de zinc heptahidrato ($ZnSO_4.7H_2O$) será suministrado en bolsas de 25 kg con revestimiento interior de polietileno y se mezclará a una concentración de 15 por ciento en un tanque de mezclado tipo FRP. Se mezclarán aproximadamente 4,000 kg de heptahidrato de sulfuro de zinc por lote. Se agregará sulfato de zinc al condicionador de zinc y a la remolienda de zinc durante el procesamiento de minerales Tipo 2 a un ritmo de 7.5 tpd.

Colector PAX

El PAX será suministrado en grandes sacos de 1,000 kg con revestimiento interior de polietileno y mezclado a una solución de 10 por ciento en un tanque de mezclado. El consumo anual será de 750 t. La solución mezclada será transferida a un tanque de retención, desde el cual será distribuido al circuito de flotación mediante bombas reguladoras.

Colector SIPX

El SIPX será suministrado en grandes sacos de 1,000 kg con revestimiento interior de polietileno y mezclado a una solución de 10 por ciento en un tanque de mezclado. La solución mezclada será transferida a un tanque de retención, desde el cual s distribuido al circuito de flotación mediante bombas reguladoras. Se usarán 250 t/año de SIPX en el proceso.

Espumante MIBC

El MIBC será suministrado en lotes de camiones cisterna de 20 t y almacenado en un tanque de almacenamiento de 30 m^3. El MIBC será distribuido del tanque de

almacenamiento al circuito de flotación mediante bombas reguladoras. El consumo
^{3}.

Espumante DF250

El DF250 será suministrado en cilindros y será almacenado en un tanque de almacenamiento de 3,600 mm de diámetro y 3,600 mm de altura. El DF250 será distribuido del tanque de almacenamiento al circuito de flotación mediante bombas reguladoras. El DF250 será usado en la flotación de zinc sólo para mineral Tipo 2, a un ritmo de 1.8 m^3/d.

Sulfato de Cobre

El sulfato de cobre pentahidrato ($CuSO_4.5H_2O$) será suministrado en bolsas de 25 kg con revestimiento interior de polietileno y mezclado a una concentración de 15 por ciento en un tanque de mezclado. Cada lote contendrá 4,000 kg de sulfato de cobre pentahidrato y el lote será transferido a un tanque de retención. Se bombeará el reactivo sulfato de cobre al condicionador de zinc y a la remolienda de zinc durante el procesamiento de minerales Tipo 2. Se usarán 6 tpd de este reactivo.

Floculante

Se agregará floculante Percol E10 a los espesadores de concentrado de cobre y zinc en la planta de procesamiento de sulfuros para promover la sedimentación de los sólidos y producir soluciones limpias de rebose en los espesadores. El floculante será suministrado como polvo seco en bolsas de 25 kg con revestimiento interior de polietileno y se mezclará a una concentración de 0.5 por ciento en un sistema de mezclado de polímeros. El polímero mezclado será almacenado en un tanque de retención y distribuido a los espesadores mediante bombas reguladoras. Este floculante se usará a un ritmo de 75 kg/día.

4.4.4 Controles Ambientales

Se han incorporado una serie de controles ambientales en los aspectos de diseño, construcción, operación y cierre de las instalaciones de procesamiento. Los controles tienen que ver principalmente con la salud y la seguridad, protección ambiental y manejo de agua. Las principales áreas de interés ambiental son el cianuro, la perturbación del terreno de superficie y el almacenamiento y la manipulación de reactivos. Esta sección resume los controles para el diseño, la construcción y la operación. El Capítulo 5 aborda los temas de cierre y controles ambientales generales.

Diseño y Construcción

- Las instalaciones de procesamiento han sido diseñadas para cumplir con todos los requisitos reglamentarios de salud y seguridad;

- Las bermas de la zona de la concentradora serán diseñadas para contener el volumen de 110 por ciento del contenido del tanque más grande, o un derrame mayor del circuito de molienda. Los sumideros y las bermas internas serán construidas para controlar todo flujo de agua y de procesamiento. Así, todo derrame podrá ser contenido en la planta;

- Las instalaciones de chancado y las pilas de almacenamiento han sido diseñadas con sistemas de control y recuperación de polvo para minimizar la da de partículas al aire;

- Se incluirán instalaciones de destrucción de cianuro para asegurar la destrucción de cianuro libre y cianuro WAD a concentraciones por debajo de 2 ppm en todo flujo que salga de la planta;

- Se incorporará un sistema de recolección de mercurio en la secadora de precipitado de zinc;

- Se diseñará un sistema de manejo de gases en el horno doré, para controlar las emisiones de gas;

- Las instalaciones de almacenamiento y preparación de productos químicos y reactivos estarán en una construcción separada, cerrada y ventilada, con sistemas de control de almacenamiento en seco y de derrames.

Operación

- Se monitoreará la química del procesamiento, incluida la destrucción de cianuro, para asegurar la eficiencia óptima permanente de la planta.
- Se llevará a cabo monitoreo de higiene industrial en la planta y en otras áreas para proteger la salud del personal.
- Se realizarán inspecciones periódicas de las zonas de almacenamiento de sustancias químicas y reactivos para asegurar la integridad de las estructuras de almacenamiento y de contención secundaria.
- Se realizarán inspecciones periódicas de todo el equipo de emergencia para asegurar su óptimo funcionamiento.

4.5 Depósito de Relaves

4.5.1 Fundamento de la Elección entre las Alternativas

En el marco del estudio de pre-factibilidad del proyecto, se identificaron nueve sitios potenciales para almacenamiento de relaves, en un radio de 25 km. del proyecto Tambogrande. La Tabla 4.15 provee un resumen de los nueve sitios, incluyendo las condiciones básicas de distancia a la mina, almacenamiento disponible y uso actual del terreno. La Figura 4.11 muestra la ubicación de los nueve sitios.

Sobre la base de investigaciones y análisis posteriores, los nueve sitios se redujeron a tres, que fueron posteriormente investigados más a fondo. Todos los demás sitios identificados en un inicio tienen topografía estrecha y/o uso intensivo agrícola y/o están ubicados a mayor distancia del cuerpo mineral, por lo que fueron descartados.

Tabla 4.14 Sitios de Almacenamiento de Relaves Considerados

SITIO	UBICACIÓN	DISTANCIA A LA PLANTA (km.)	ELEV. DE LA CRESTA (m)	VOLUMEN DE ALMACE-NAMIENTO (Mm^3)	VOLUMEN DE LA PRESA (Mm^3)	RELACIÓN DE ALMACENA-MIENTO ALMAC/PRESA	CONDICIONES DE CIMENTA-CIÓN	FUENTES DE PRÉSTAMO	USO DEL TERRENO	ESTUDIO POSTERIOR Y COMENTARIOS
R-1	Al sur del río	4	100	60+	2	30	80 m arena	Arena (posiblemente roca estéril)	Muy limitado; sin embargo, parte de la comunidad de Locuto	Sí
R-2	Al sur del río	2	100	8	1	8	60 m arena	Arena y roca estéril	Cerca de Locuto	No, demasiado pequeño.
R-3	Al noreste de TG-1	1	100	60	8	7	40 m arena	Roca estéril y arena	Parte del área de la mina	Sí
R-4	Al noroeste de TG-1	1	100	60	8	7	40 m arena	Roca estéril y arena	Parte del área de la mina	Sí
R-5	Al norte de TG-1	10	175	60	3	20	Arena, limo, roca intemperizada	Roca intemperizada y arena	Fuerte irrigación y uso del terreno.	Baja prioridad debido al uso del terreno y el agua y la distancia a la planta.
R-6	Al noroeste de TG-1	17	200	60	3	20	Arena y grava, roca intemperizada	Arena/grava y roca intemperizada	Pastar/cultivo	Baja prioridad, topografía pobre
R-7	Al este de TG-1	8	175	30	2	15	Arena	Arena y roca intemperizada	Cultivo intensivo de mango	Baja prioridad, topografía pobre
R-8	Al este de TG-1	16	200	40	2	20	Roca, arena y grava	Limitadas, roca intemperizada	Uso limitado	Baja prioridad, bajo volumen de almacenamiento y lejos de la planta
R-9	Al este de TG-1	20	200	40	2	20	Roca, arena y grava	Limitadas, roca intemperizada	Uso limitado	Baja prioridad, bajo volumen de almacenamiento y lejos de la planta

Figura 4.11 Potenciales Ubicaciones Consideradas para Instalación de Relaves

Esta es la Figura del Informe de Selección de Sitio de Relaves de Oct 2000 llamada Dwg B-4102. Está disponible "tal cual" en formato PDF o puede ser enviado por correo electrónico o FTP en formato CADD y modificado por Persy.

Los tres sitios potenciales elegidos para mayor estudio fueron:

- R-1, ubicado al sur del tajo abierto, cruzando el Río Piura. Este sitio está ubicado en terrenos de la comunidad de Locuto, que tiene un uso muy limitado. Esta alternativa tiene la mayor capacidad de almacenamiento.
- R-3, ubicado al noreste del tajo abierto, en terreno de propiedad privada de agricultores del distrito de riego San Lorenzo.
- R-4, ubicado al noroeste del tajo abierto, también en terreno de propiedad privada de agricultores del distrito de riego San Lorenzo. R-4 se considera una variante de R-3.

Se evaluaron diversas alternativas de disposición en cada uno de los tres sitios. Estos incluyeron:

- disposición en el valle solo de los relaves, con toda la roca estéril almacenada en botaderos de roca estéril adyacentes al tajo abierto;
- disposición en dique anular cerca del tajo abierto con la roca estéril almacenada en botaderos separados adyacentes al tajo abierto; y,
- disposición en dique anular cerca del tajo abierto con disposición conjunta de roca estéril generadora de ácido en el depósito de relaves y la roca estéril no generadora de ácido almacenada en botaderos de roca estéril adyacentes al tajo abierto.

Se evaluaron las alternativas R-1, R-3 y R-4 considerando el impacto social, riesgo ambiental, sostenibilidad geotécnica, idoneidad hidrogeológica y costo (global y de inicio). Se seleccionó la opción de disposición conjunta en el sitio al noreste del Río Piura (R-3) como la mejor opción, antes que el sitio al sur del Río Piura, sobre la base de los siguientes factores:

- La opción de disposición conjunta en R-3 tiene la capacidad de tratar el tema de drenaje ácido de roca de manera eficaz. La disposición conjunta de los relaves con roca estéril potencialmente generadora de ácido obvia la necesidad de manejo ambiental de drenaje ácido de un botadero con contenido elevado de sulfuros. Todo material sulfurado (tanto relaves como roca estéril) está contenido en un solo depósito organizado, controlado y de baja permeabilidad, lo cual ofrece una importante ventaja ambiental.

- La huella más pequeña del depósito. El depósito propuesto, R-3, abarca un área de 200 ha, mientras que el que se ubicaría hacia el sur R-1 ocuparía una área de más de 400 ha. En consecuencia, la perturbación al ecosistema natural y el uso actual del terreno son menores en el sitio R-3.

- La presa propuesta no se encuentra en una cuenca importante de drenaje, lo cual disminuye de manera importante los riesgos potenciales asociados a las inundaciones y el fenómeno de El Niño, sobre todo después del cierre. La cuenca hidrográfica aguas arriba del depósito de relaves R-3 es de sólo 12 km^2, mientras que el depósito de relaves hacia el sur tiene una cuenca de aproximadamente 180 km^2. Esta es una diferencia muy importante, ya que en caso de una tormenta, toda la precipitación que caiga dentro de la cuenca urrir hacia el depósito de relaves. En la opción R-1, una gran cantidad de agua fluiría hacia el depósito de relaves, lo cual pondría en riesgo la estabilidad del mismo. En contraste, en la opción R-3, habría poca escorrentía de superficie hacia el depósito de relaves.

- El sitio R-1 requeriría de la construcción de un soporte en el cauce del Río Piura para la tubería de conducción de relaves desde la planta de procesamiento. Esto sería un potencial riesgo para la calidad de agua del Río Piura aguas abajo del emplazamiento de la mina, ya que una falla en la tubería podría causar una descarga directa de los relaves al río. Este riesgo no existe para el sitio R-3, dado que en este caso, la tubería de relaves estaría enteramente apoyado sobre tierra.

4.5.2 Diseño del Depósito

La zona del depósito de relaves se ubica entre colinas bajas (menos de 100 m de elevación), inmediatamente al norte de Río Piura. La zona consiste de algunos terrenos de cultivo con árboles y zonas de arbustos y pastos y se encuentra al extremo sur de los canales de irrigación de la irrigación San Lorenzo. El uso de terreno en la zona del depósito de relaves incluye agricultura a pequeña escala, y la atraviesa la carretera local de acceso a Chulucanas. Un resumen del diseño del déposito de relaves se incluye en el Anexo III.

Todos los relaves producidos se almacenarán en el depósito de relaves durante la vida de la mina. Se producirá un total de 8.9 Mt de relaves de óxidos asociados con la recuperación de oro desde el Año 1 hasta mediados del
7,500 tpd. Empezando en el Año 4, se producirán 58 Mt de relaves de sulfuros

de relaves 62 millones de toneladas de roca estéril potencialmente generadora de ácido de las etapas de óxidos y sulfuros, tal como se describió en la Sección 4.6.

La cimientación de la presa de relaves consiste en líneas generales, de arenas limosas densas y gravas de la Formación Tambogrande. Se identificaron varias zonas de depósitos aluviales sueltos en las zonas bajas de las presas.

Tabla 4.15 Cronograma de Descarga de Relaves

AÑO	RELAVES DE OXIDOS (Densidad Consolidada 2.16 t/m^3)		RELAVES DE SULFUROS (Densidad Consolidada 2.43 t/m^3)	
	Kt	Mm^3	Kt	Mm^3
Año 1	2,463	1.14	0	0
Año 2 – 3	2,738	1.27	0	0
Año 4	974	0.45	4,427	1.822
Año 5 – 11	0	0	6,886	2.834
Año 12	0	0	5,134	2.113
Total	8,913	4.13	57,760	23.77

El depósito de relaves se construirá en dos etapas. El depósito de óxidos almacenará los relaves de la planta de óxidos después de la destrucción de cianuro. El depósito de óxidos luego ampliado y elevado para proveer almacenamiento para los relaves de sulfuros y el roca estéril. La presa final cubrirá un área de aproximadamente de 200 hectáreas, y alcanzará una altura máxima de 40 m al fin de la vida de la mina. La Figura 4.12 muestra el diseño de la presa.

Figura 4.12 Diseño de la Presa, Secciones Tipicas y Detalles

El depósito de relaves de óxidos consistirá en un dique anular de tierra/enrocado de hasta 20 m de alto, revestido de una geomembrana de PEAD de 60 mil con una mezcla de arena-bentonita subyacente.

El depósito de relaves de sulfuros consistirá en un dique anular de tierra/enrocado de hasta 40 m de alto, revestido de una geomembrana de PEAD de 60 mil con una mezcla de bentonita-tierra subyacente. El depósito de sulfuros incorpora al depósito de relaves de óxidos.

La construcción del depósito de relaves requerirá de la preparación de los cimientos de los diques perimétricos, la misma que implicará el despejado y desbroce de los materiales de superficie, además de la prueba de compactación para identificar cualquier zona de materiales de superficie blandos o sueltos. Cualquier zona de esas características será excavada y reemplazada con relleno compactado.

En los lugares donde sea necesario excavar y reemplazar los materiales de superficie en algunas porciones de la presa, será necesario el desagüe localizado en las excavaciones hasta una profundidad de 10 m. El nivel freático observado está generalmente 3 a 4 m por bajo el nivel del terreno.

La presa de relaves se construirá usando suelo de sobrecapa y la roca estéril no generadora de ácido proveniente del tajo abierto. Le presa será construida por el método de eje central y el talud aguas abajo será de 2H:1V, con una sección de 9H:1V. La sección más plana se requiere en la zona de suelo suelto aluvial profundo de aproximadamente 250 m de largo. En esta sección, los suelos sueltos son demasiado profundos para ser excavados con seguridad o para ser compactados *in-situ*.

El depósito de relaves y las presas serán revestidos para minimizar las pérdidas por infiltración al medio ambiente. El sistema de revestimiento consistirá en una geomembrana PEAD texturada de 60 mil, con una capa de 300 mm de espesor de

tierra mezclada con bentonita. Este sistema compuesto de revestimiento tiene el menor riesgo de falla de los sistemas que se examinaron. Se estima que las filtraciones del depósito de relaves serán menores a 0.1 L/s durante la mina y después del cierre.

4.5.3 Calidad de Agua del Depósito de Relaves

La instalación de relaves operará como un sistema cerrado y el agua sobrenadante será recolectada para ser usada en la planta. La planta de procesamiento incluye un circuito de destrucción de cianuro para las operaciones de óxidos. Dentro del depósito no deberá haber cianuro libre detectable (< 0.05 mg/L) y el cianuro total deberá ser menor a 5 mg/L.

Se llevaron a cabo análisis de agua de circuito cerrado en muestras de las soluciones sobrenadantes de los relaves de óxidos y de sulfuros (Lakefield 2000). Las Tablas 4.16 y 4.17 resumen los resultados de las pruebas. La Tabla 4.16 contiene análisis de agua de los relaves de óxido luego de la destrucción de cianuro, que sería lo más representativo de la calidad de agua de pulpa de relaves asentada durante el procesamiento de mineral oxidado. Se prevé que los procesos naturales de degradación y la dilución en el depósito de relaves mejorarían aún más la calidad del agua del depósito de relaves y de filtración.

Tabla 4.16 Calidad de Agua de Pulpa de Relaves de Óxidos luego de la Destrucción de Cianuro

Parámetro	CND-1D GSSN-B mg/L	CND-2D SDBA-B mg/L	Parámetro	CND-1D GSSN-B mg/L	CND-2D SDBA-B mg/L
Aluminio, Al	0.060	0.050	Magnesio, Mg	0.89	0.91
Alcalinidad como $CaCO_3$	195	203	Manganeso, Mn	0.042	0.044
Antimonio, Sb	<0.050	<0.050	Mercurio, Hg	<0.001	0.14
Arsénico, As	<0.010	<0.010	Molibdeno, Mo	0.020	0.026
Bario, Ba	0.090	0.090	NH_3+NH_4 (N)	27.4	31.00
Berilio, Be	0.026	0.040	Níquel, Ni	0.060	0.060
Boro, B	<0.001	<0.001	NO2 como N	<0.060	0.77
Bromuro, Br	<0.30	<0.30	NO3 como N	1.94	1.80
Cadmio, Cd	<0.005	<0.005	pH	8.23	8.26
Calcio, Ca	511	551	Fósforo, P	0.16	0.18
Cloro, Cl	33.9	30.7	Potasio, K	8.60	9.91
Cromo, Cr	<0.020	<0.020	Selenio, Se	0.27	0.29
CN_T	0.33	0.73	Plata, Ag	0.38	0.50
CN_{WAD}	0.23	0.59	Sulfato, SO_4	2340	2410
Cobalto, Co	0.069	0.12	Sodio, Na	581	614
Cobre, Cu	1.63	2.12	Telurio, Te	<0.10	<0.10
Fluoruro, F	0.48	5.00	Tiosales	<10.0	<10.0
			Estaño, Sn	<0.10	<0.10
Oro, Au	3.24	3.24	Sólidos en suspensión, TSS	6	5
Hierro, Fe	<0.020	<0.020	Zinc, Zn	0.058	0.074
Plomo, Pb	<0.020	<0.020			

Tabla 4.17 Calidad de Agua de Pulpa de Relaves de Sulfuros

Elemento	ID de Muestra			
	Mineral Tipo 1 (1D-24) (ppm)	**Mineral Tipo 3 (3B-10 (ppm)**	**Mineral Tipo 2 (2C-5) (ppm)**	**Mineral Tipo 2 (2C-6) (ppm)**
pH	11.6	6.3	11.5	11.4
Sulfuro S	<1	<1	<1	<1
Sulfato SO4	117	433	260	332
Mercurio Hg	<0.0001	<0.0001	<0.0001	<0.0001
Plata Ag	0.005	<0.003	<0.030	<0.005
Aluminio Al	0.31	0.34	0.42	0.11
Arsénico As	0.017	0.019	<0.0001	0.001
Boro B	0.06	0.033	0.03	0.02
Bario Ba	1.55	0.043	0.16	0.11
Berilio Be	0.001	<0.001	<0.0010	<0.001
Calcio Ca	103	217	203	226
Cadmio Cd	0.005	<0.005	<0.0050	0.005
Cromo Cr	<0.020	<0.020	<0.020	<0.020
Cobre Cu	0.35	0.077	<0.0050	0.005
Hierro Fe	1.56	2.1	<0.020	<0.020
Potasio K	4.1	4.07	5.7	5.43
Magnesio Mg	0.45	2.39	0.08	0.99
Manganeso Mn	0.004	0.062	<0.0020	0.003
Molibdeno Mo	0.1	<0.020	0.11	0.036
Sodio Na	71.2	19.6	47.7	34.6
Níquel Ni	<0.010	<0.010	<0.020	<0.020
Fósforo Ptot	<0.10	<0.10	<0.30	0.33
Plomo Pb	0.033	<0.002	0.003	<0.006
Antimonio Sb	0.032	0.005	0.007	0.007
Selenio Se	0.15	0.015	0.025	0.015
Azufre S_T	63	216	176	206
Silicio Si	0.26	0.05	1.74	1.64
Estaño Sn	<0.10	<0.10	<0.10	<0.10
Estroncio Sr	0.11	0.14	0.15	0.16
Telurio Te	<0.10	<0.10	<0.10	<0.10
Zinc Zn	0.07	0.027	<0.010	0.018
Bismuto Bi	<0.02	<0.02	0.02	<0.02
Cobalto Co	<0.004	<0.004	0.004	<0.004

Durante períodos de eventos hidrológicos extremos (es decir, mayores que el evento de diseño con período de retorno de 1 en 1000 años), puede que sea necesario descargar agua en exceso desde el depósito. Toda descarga deberá cumplir con criterios del MEM para descargas de efluentes de mina y se descargarán sólo durante períodos de caudal muy elevado en el Río Piura.

se construirán los taludes aguas abajo con una pendiente menor.

Tabla 4.18 Cronograma de Entrega de Roca estéril

		TONELAJE DE ROCA ESTÉRIL (KT)								
							STOCKWORK			
		ARENAS DE SOBRE-CARGA	ROCA ESTÉRIL DE OXIDOS	SULFUROS	DIQUES	DACITA	CONGLOMERADO, ROCAS SEDIMENTARIAS, SED. DACITA	RIOLITA, RIODACITA	ROCA MÁFICA	TOTAL
Año <1	Q1	1,189	660	-	8	335	9	-	32	2,233
	Q2	1,451	464	-	7	271	12	-	35	2,239
	Q3	1,696	758	-	5	345	14	9	50	2,876
	Q4	1,607	676	-	6	494	19	15	73	2,890
Año 1	Q1	1,567	1,121	-	0	58	2	3	9	2,760
	Q2	991	1,062	-	1	380	14	20	62	2,530
	Q3	970	1,305	-	1	432	26	28	72	2,834
	Q4	1,035	1,289	-	0	387	25	26	65	2,827
Año 2		1,094	2,801	-	0	531	42	40	90	4,599
Año 3		856	1,278	1,500	16	2,661	162	92	465	7,030
Año 4	Q1	42	735	917	28	1,747	131	46	307	3,953
	Q2	-	68	1,150	37	879	137	52	154	2,477
	Q3	-	-	1,250	36	850	133	51	148	2,468
	Q4	-	-	1,000	34	754	116	41	136	2,081
Año 5		-	-	4,653	129	2,694	407	127	507	8,518
Año 6		-	-	3,303	77	3,552	452	167	1,022	8,573
Año 7		-	-	4,128	45	3,057	494	128	877	8,729
Año 8		-	-	4,867	16	2,579	301	48	378	8,188
Año 9		-	-	5,145	31	1,881	176	44	371	7,649
Año 10		-	-	5,246	37	1,880	207	83	466	7,919
Año 11			-	4,828	36	1,130	215	55	18	6,282
Año 12				863	28	205	48			1,144
Total (kt)		12,498	12,217	38,850	576	27,102	3,144	1,074	5,338	100,799

Tabla 4.19 Análisis de Destinos de Material

	ARENAS DE SOBRE-CARGA	ROCA ESTÉRIL DE OXIDO	SULFUROS	DACITA	OTRAS ROCAS			ROCA MÁFICA	TOTAL
					DIQUE	CONGLOMERADO SEDIMENTARIA, SED. DACITA	RIOLITA, RIODACITA		
Masa Total (Kt)	12,498	12,217	38,850	27,102	576	3,144	1,074	5,338	100,799
% a Relaves	0	0	100	70	0	100	100	0	
% a Botadero de Desechos	0	0	0	0	100	0	0	40	
% a almacenamiento de sobrecapa	50	0	0	0	0	0	0	0	
% a Construcción	50	100	0	30	0	0	0	60	
Masa a relaves (Kt)	0	0	38,850	18,971	0	3,144	1,074	0	62,039
Masa a botadero (Kt)	0	0	0	0	576	0	0	2,135	2,711
Masa a almacenamiento de sobrecapa (Kt)	6,249	0	0	0	0	0	0	0	6,249
Masa a construcción (Kt)	6,249	12,217	0	8,131	0	0	0	3,203	30,755
Densidad seca (t/m^3)	1.51	1.71	3.40	1.72	2.06	2.13	1.97	2.06	
Volumen a relaves (Mm^3)	0	0	11.420	11.030	0	1.478	0.545	0	24,473
Volumen a botadero (Mm^3)	0	0	0	0	0.278	0	0	1.037	1,315
Volumen a almacenamiento de sobrecapa (Mm^3)	4.138	0	0	0	0	0	0	0	4,138
Volumen para construcción (Mm^3)	4.138	7.144	0	4.727	0	0	0	1.555	17,564

4.7 Depósito de Almacenamiento para el Suelo Superficial

Se requiere de un depósito para el almacenamiento de suelo superficial, para almacenar las arenas aluviales, limos y arcillas que sean excavadas del tajo abierto, así como de cualquier otro material no apto que sea removido de los cimientos de la presa de relaves. Esta pila de almacenamiento estará ubicada entre relaves y la planta concentradora.

Además, habrá un depósito separado que contendra el suelo vegetal retirado y el banco de semillas. Esta pila estará ubicada al norte de la carretera de acarreo, adyacente al depósito de relaves, y el material se usará para la rehabilitación y el cierre del área proyecto Tambogrande.

En total se almacenarán 4.1 millones de m^3 de material de cuvierta, de los cuales se prevé que 400,000 m^3 serán almacenados en depósito de suelo vegetal y los 3.7 millones de m^3 restantes en el depósito de material de cuvierta. Al lograr dichos volúmenes de almacenamiento, se prevé que las cotas de la cresta de la pila de cuvierta y la de la pila de tierra vegetal, tendrán una cota de .89 msnm y 75 msnm respectivamente.

El material a ser almacenado en el depósito de suelo superficial provendrá de tres fuentes:

- El canal de derivación de la quebrada Carneros
- Cuvierta del tajo abierto; y
- El meandro recortado de la quebrada Carneros.

En un inicio se construirían los taludes en 6V:1H debido a la baja resistencia al corte de los materiales. Conforme los materiales drenen y se consoliden, los taludes podrían hacerse más empinados, hasta llegar a aproximadamente 3H:1V.

4.8 Instalaciones de Manejo de Agua

Se requerirá de obras de derivación para facilitar el desarrollo del depósito TG-1 como una mina de tajo abierto. El Río Piura requerirá tanto de un dique de derivación, para desviar el río de los límites del tajo al lado sur, como de la excavación de un canal de encauzamiento del río. Ta
Quebrada Carneros al lado Este del tajo TG-1. Se propone además la construcción de un pequeño dique de protección contra inundaciones para proteger a los habitantes asentados en la zona plana de la Quebrada Carneros. La derivación de la Quebrada Carneros requiere de un canal de encauzamiento y de dos cruces de carretera.

4.8.1 Derivación del Río Piura

El caudal de diseño para la derivación del Río Piura será de 5,270 m^3/s, que es el caudal estimado instantáneo para un período de retorno de 100 años. Este caudal es mayor al caudal instantáneo registrado en el Río Piura durante el fenómeno de El Niño de 1998, que alcanzó los 3,750 m^3/s. Se usó este caudal de diseño para diseñar las obras de protección de las riberas y establecer la altura de los diques. Se ha adoptado un margen adicional de 1.5 m de borde libre para el dique de derivación del -1, para permitir un margen de seguridad en estos estimados de inundaciones, y se prevé que podrá contener la inundación con un pe
de 1 en 500 años, aunque ya sin borde libre remanente.

Se llevó a cabo el diseño hidráulico de la derivación de Río Piura con la ayuda del modelo informático HECRAS. Se analizará más la morfología del río durante el establecer la eficacia y la ubicación más apropiada del canal de encauzamiento y del dique de derivación. Para el diseño final, se hará el modelamiento del río usando un modelo físico o matemático de lecho móvil.

El dique de derivación tendrá un alto de 10 m, y la corona estará a 68.5 msnm. El tamaño promedio de enrocado para el dique será de 0.8 m, con un espesor de capa de 1.6 m. Se han provisto muros de protección contra la socavación al pie, de entre 15 m

y 20 m de largo. Estos se requieren debido a la socavación prevista en lecho de arena del río. Se ha medido hasta 6 m de socavación en los cruces de puentes principales. Se podrían agregar los espigones que fueran necesarios durante la operación de la mina, para asistir en guiar el río por la curva y minimizar la incidencia directa del caudal del río en el dique de derivación. Se requerirá de la inspección y el mantenimiento frecuentes de todas estas obras.

Las obras propuestas se muestran en la Figura 4.2 y consistirán en:

- Canal de encauzamiento del Río Piura: excavación de 1400 m de largo y 150 m de ancho en la margen izquierda (sur) del cauce actual del río. Se prevé que el Río Piura modificará el canal de encauzamiento durante las inundaciones, pero se espera que la ubicación general del cana
- Dique de derivación del Río Piura que se extiende hacia el norte y se convierte luego en el dique de derivación de la Quebrada Carneros. La longitud total de estos diques es de aproximadamente 3,500 m.

Las actividades de construcción se llevarán a cabo durante la estación seca para minimizar la influencia del río. La excavación de los canales de derivación se hará con excavadoras y camiones articulados y una niveladora a tiempo completo en cada sitio de escombros. Se prevé que la excavación para el canal del río Piura proceda desde la orilla del río, tierra adentro.

El dique de deflexión se construirá con arenas granuladas provenientes de la excavación del tajo abierto y roca intemperizada, con enrocado en los taludes a orillas del río. Se producirían filtros de arena de sobrecapa graduada y roca estéril del tajo abierto, mientras que el enrocado se produciría de roca estéril procesada proveniente del tajo abierto o de fuentes externas de préstamo.

Será necesario mejorar el terreno en algunas porciones de la zona. Esto se podrá lograr mediante la excavación y el reemplazo de la arena aluvial suelta, o mediante la densificación de los materiales in-situ. La zona que requerirá de mejoras del terreno se ha identificado como de aproximadamente 50 m de ancho, 1000 m de largo y 4 m de profundidad.

La preparación general de los cimientos de todos los diques incluye el desbroce de las capas orgánicas superficiales y la compactación con un rodillo vibratorio de tambor. Cualquier zona de material demasiado suelto será excavado y reemplazado con relleno compactado seleccionado. El material excavado se usará para la construcción de la presa de relaves o se llevará a la pila de material superficial.

Será necesario desaguar la excavación del tajo abierto para que el contrafuerte del muro del tajo se pueda construir en seco. El nivel freático observado en esta zona varía entre 0.5 m y 2.0 m por debajo de la superficie. La profundidad hasta la formación Tambogrande, que es competente, es de aproximadamente 15 m.

Se excavaría una zanja perimétrica alrededor de la obra que sería drenada para deprimir el nivel freático. Se excavaría otra zanja al pie de la excavación y el agua emergente sería bombeada de la zanja.

4.8.2 Derivación de laQuebrada Carneros

El canal de derivación para la Quebrada Carneros tendrá 1200 m de largo y 30 m de ancho, como se muestra en la Figura 4.2. El caudal será derivado alrededor del límite Sur del tajo abierto en un canal de encauzamiento no revestido. Se ha usado un caudal de diseño de 700 m^3/s (el caudal instantáneo pico estimado de El Niño 1998) para el tamaño del dique de derivación y el canal de la Quebrada Carneros. Se requieren dos cruces de carretera con alcantarilla cuadrada para el canal de derivación. Se ha usado un caudal de 15 m^3/s, el caudal promedio diario estimado, para calcular el tamaño de las alcantarillas.

La Quebrada Carneros fluirá en un canal de derivación a ser excavado entre el dique TG-1 y el depósito de roca estéril. La altura del dique será de 7.5 m. En esta parte, la ribera derecha y una porción de la parte interior serán revestidos con enrocado para el dique TG-1, mientras que la ribera izquierda no será revestida. Se requerirá de la inspección y el mantenimiento frecuentes de estas obras.

- Poza 3: Zona de la planta concentradora, taller de camiones, depósito de construcción, oficina y laboratorios.

Se establecieron las áreas de las pozas tomando en cuenta que se requiere de 3,301 m^2 de área de poza por m^3 de caudal (en base a los criterios recomendados por el Canadian Department of Fisheries and Oceans, 1993) para la sedimentación de partículas con diámetro mayor de 20 μm. La Tabla 4.20 muestra los tamaños de las pozas. El tamaño de las pozas se definió en base a caudales con periodos de retorno de 5 años. La Figura 4.2 muestra la ubicación de las pozas.

Tabla 4.20 Parámetros de Diseño de las Pozas de Sedimentación

POZA	CUENCA DE CAPTACIÓN (Ha)	COEFICIENTE DE ESCORRENTÍA	Q_5 (m^3/s)	ÁREA DE SUPERFICIE (Ha)
1	29	0.6	2.16	0.71
2	51	0.7	2.32	0.77
3	44	1.0	3.19	1.05

4.8.4 Suministro de Agua

Los requerimientos de agua para el procesamiento del mineral representan aproximadamente el 95 por ciento del suministro total de agua para la mina y las instalaciones relacionadas. Sin embargo, la mayor parte de esta agua será recuperada del depósito de relaves, que proveerá aproximadamente el 68 por ciento de los requerimientos de agua durante la fase de óxidos y el 74 por ciento los requerimientos durante la fase de sulfuros. El agua restante provendrá de la filtración al tajo abierto durante condiciones normales y de lluvias. Sin embargo, durante las épocas secas, se requerirá de hasta 56 L/s de agua adicional durante al fase de

durante la fase de sulfuros, que provendrá de fuentes adicionales. El acuífero aluvial San Francisco, ubicado aproximadamente 7 km. al Este del lugar propuesto para la planta concentradora, ha sido identificado como la fuente suplementaria de agua para el proceso industrial y para el agua potable para el campamento.

La quebrada San Francisco fluye generalmente todo el año. Se ha recomendado el suministro de agua mediante un sistema de galería de infiltración (pozo horizontal) dado que se supone que la profundidad del acuífero (calculada en 10 a 15 m) será insuficiente para producir los caudales necesarios, si se usaran pozos verticales convencionales. Durante condiciones extremas de sequía, la recarga al acuífero aluvial de agua de superficie y de acuíferos de lecho de roca será mínima, por lo que sería necesario extraer agua subterránea del almacenamiento de acuífero durante los

El agua será transportada del campo de pozos en la Quebrada San Francisco por medio de un conducto enterrado de 7.5 km. a un tanque de agua fresca y para incendios, a ubicarse en la zona de la planta. La mayor parte del agua se bombeará al tanque de agua recuperada para ser usada como agua de proceso. El agua restante será tratada y usada como agua potable, para ser distribuida a las diversas instalaciones en la mina. El agua almacenada en la parte inferior del tanque será reservada para uso de emergencias (es decir, incendios).

4.8.5 Tratamiento de Aguas Servidas y Desechos Domésticos

Las aguas servidas del campamento, las instalaciones del servicio de mina, las oficinas y la concentradora se bombearán a lagunas de tratamiento, cuyo tamaño está definido en base a 750 personas que producen 250 litros/persona/día, y ubicadas aproximadamente a 250 metros al sureste del campamento. La planta de tratamiento consiste en una laguna de dos celdas, con un período de residencia de 20 días, que emplea procesos de descomposición aeróbicos y anaeróbicos. Las dos celdas se era que puedan operar ya sea en serie o en paralelo, para permitir que se retire periódicamente el lodo. Las celdas serán estanques excavados de tierra con diques perimétricos. El efluente tratado será descargado al canal de drenaje adyacente. La calidad de agua del efluente cumplirá con las normas de descarga para operaciones mineras, y la DBO será menor a 45 mg/L. El lodo, una vez secado, será depositado en el depósito de relaves, usado para los trabajos de

rehabilitación, enterrado en el depósito de roca estéril o entregado a la comunidad para operación de compostaje.

4.9 Instalaciones Auxiliares

4.9.1 Campamento

Se construirá el campamento para proveer alojamiento al personal a emplearse durante la construcción y operación de la mina. El campamento estará ubicado aproximadamente 600 metros al noreste de la concentradora, adyacente a la carretera principal de acceso.

El campamento podrá albergar a aproximadamente 300 personas, y se hará provisión de áreas adicionales para campamentos temporales de contratistas. El resto de la mano de obra residirá en el pueblo de Tambogrande y otros pueblos cercanos al proyecto. Las construcciones del campamento cubrirán un área aproximada de 5,000 m^2, e incluirán zonas de alojamiento, comedor, cocina, y lavandería.

4.9.2 Oficinas de Mina, Almacenes y Tiendas

Las oficinas administrativas y el almacén de la mina se ubicarán en un solo edificio que estará adyacente a y al Este de la concentradora. El edificio de oficinas de la ^{2} e incluirá oficinas administrativas, ambientes para capacitación y conferencias, primeros auxilios y equipos contra incendios y de seguridad.

El almacén tendrá un área techada de aproximadamente 3,000 m^2, con 2,000 m^2 adicionales no techados en un patio cercado adyacente.

Se construirá un taller para el servicio de mantenimiento cerca de las oficinas administrativas y del almacén. Este inmueble ocupará aproximadamente 1,000 m^2.

4.9.3 Almacenamiento de Explosivos

Se han provisto lugares separados, ubicados al norte de la concentradora y adyacentes a la zona de contención de relaves, para el almacenamiento del nitrato de amonio (NA) a granel y para los detonadores y cápsulas detonadoras. El silo de

almacenamiento de NA contendrá como máximo el requerimiento de este explosivo para una semana. El depósito de detonadores se ubicará en una zona protegida con bermas, al sur del silo de almacenamiento de NA.

Un camión especial mezclará el nitrato de amónio y petróleo en la mina, poco antes de su carga a los barrenos.

4.9.4 Almacenamiento de Combustible y Aceite de Desecho

La instalación de almacenamiento y distribución de combustible se ubicará adyacente a la carretera principal de acarreo, entre el tajo y la chancadora, junto a la instalación de servicios de la mina. Se almacenará combustible suficiente para una semana de operaciones (200 m^3) en una zona de contención revestida y provista de bermas, en tanques de acero sobre tierra, con un volumen bruto de 110 por ciento de la capacidad de los tanques. Se proveerá un muro de distribución y un sumidero de co
derrames, revestidos de concreto.

4.9.5 Almacenamiento y Manipulación de Reactivos

La cal será entregada a granel y almacenada en un silo de 300 t en la zona de mezclado de los reactivos en la concentradora.

El ácido clorhídrico se almacenará en un área cubierta y con bermas de contención. Se proveerá un jaula asegurada con cubierta para el almacenamiento de cianuro de sodio, lejos de cualquier reactivo ácido. Los demás reactivos se almacenarán en una área cercada y cubierta, adyacente al almacén y se distribuirán a la concentradora conforme se necesiten.

4.9.6 Instalaciones de Seguridad

Las instalaciones de seguridad incluirán una caseta de vigilancia en la entrada principal a la mina (carretera a Chulucanas) con una balanza de camiones para el control de tráfico e inventario de concentrado.

Se cercará el perímetro del lugar, incluyendo el tajo abierto, el depósito de relaves, el depósito de roca estéril, el depósito de suelo superficial, el campamento y la concentradora. El cerco perimétrico terminará en el Río Piura, que servirá de barrera natural, conjuntamente con el dique de protección contra inundaciones.

4.9.7 Instalaciones de Servicio de Mina

Durante la fase de óxidos, el contratista de mina proveerá los servicios, incluido el taller de mantenimiento para cargadores y camiones de acarreo. El contratista establecerá instalaciones de apoyo en la zona al Este de la planta de chancado y al Norte de la planta concentradora.

Para la fase de sulfuros, se construirá cerca de la chancadora y el tajo una instalación permanente para el mantenimiento de equipo minero y camarines con área construida de 1,500 m^2. El edificio será abierto hacia los costados e incluirá tres áreas de servicio y una de lavado, con tamaño suficiente para camiones de 150 toneladas. Las losas del piso tendrán un leve declive a fin de canalizar líquidos derramados hacia trampas de grasa. Se almacenarán pequeñas cantidades de lubricantes y fluidos hidráulicos en el almacén, en el que los pisos también tendrán un declive para que cualquier derrame fluya hacia el sistema de recolección. Los fluidos gastados se almacenarán en la instalación hasta ser transportados a instalaciones de reciclaje en Lima.

Los camarines incluirán instalaciones de aseo, casilleros y ambientes para breros.

4.9.8 Laboratorio

Se ubicará un laboratorio con equipo de ensayos y pruebas ambientales en un inmueble independiente de 300 m^2 de área construida, adyacente a la planta concentradora. Las aguas de desecho del laboratorio serán tratadas si fuera necesario y luego agregadas al caudal de los relaves.

4.10 Balance Hídrico

La sección que sigue resume los requisitos de agua del proyecto para las fases de óxidos y de sulfuros bajo condiciones normales (precipitación media), secas y húmedas. Las condiciones normales se basan en los registros históricos para Chulucanas con una precipitación mediana de 150 mm por año, y una tasa de evaporación promedio de 1600 mm por año, lo que permite obtener un valor promedio mensual. Se consideraron condiciones secas las de 0 mm de precipitación al mes con una tasa máxima de evaporación de 164 mm al mes (diciembre), las que corresponden a condiciones típicas anuales entre julio y noviembre. Se consideraron condiciones húmedas la tormenta de 30 días con un período de retorno de 1 en 10 años (842 mm en 30 días) y una tasa de evaporación de 134 mm al mes, que es típico del mes de marzo, el mes más lluvioso del año.

El balance hídrico del proyecto se basa en la demanda de agua de la planta concentradora y el requisito ambiental de mantener los relaves y el roca estéril rocoso generadores de ácido bajo agua (saturados). Ya que se busca que la extracción de agua freática sea mínima, el uso de esta agua se limitará a los períodos en los que la demanda de agua no pueda ser cubierta mediante la precipitación, la filtración de la sobrecapa y el agua recuperada del proceso. La Figura 4.13 y la Figura 4.14 muestran diagramas esquemáticos del balance hídrico del proyecto.

Figura 4.13 Balance Hídrico Fase de Óxidos

Figura 4.14 Balance Hídrico Fase de Sulfuros

4.10.1 Balance Hídrico Tajo Abierto

Tanto durante la fase de óxidos como en la de sulfuros, será necesario desaguar el tajo 4.21). Las fuentes de agua en el tajo abierto incluirán la precipitación y la infiltración a través de la cuvierta y el lecho de roca. A fin de minimizar el agua freática requerida para el proceso y facilitar el retorno de agua rá un sistema de recolección de filtraciones en la base del material de cuvierta para recolectar la filtración de agua freática de poca profundidad. Se espera que la calidad de esta agua sea semejante al agua del río.

Se ha trabajado en base al supuesto que se recuperará sólo aproximadamente el 80 por ciento del influjo total de agua freática en la base de la cuvierta. El 20 por ciento restante se recolectará junto con la filtración de lecho de roca y la precipitación que se abierto. El agua de filtración recolectada de la cuvierta, normalmente se conducirá al tanque de almacenamiento de agua fresca.

En el caso de que la extracción del tajo redujera el caudal del río en más de 5 por ciento (por ejemplo, cuando el caudal del río sea <0.5 m^3/s y la filtración de la cuvierta sea $\geq$0.025 m^3/s), la filtración recolectada de la cuvierta será bombeada al río. Esto evitará que la extracción del tajo reduzca en más de 5 por ciento el caudal del río, evitándose así cualquier impacto de importancia en el caudal del río Piura aguas abajo del tajo. Se recolectará la filtración de cuvierta a lo largo de la vida de la mina. Se prevé que durante operaciones normales, será necesario retornar la filtración de la de dos meses al año (generalmente en octubre y noviembre). Teniendo en cuanta que se estima que la afluencia recolectada será de aproximadamente 27 L/s o más, la filtración recolectada de la cuvierta será descargada al río cuando el caudal del río esté por debajo de 0.5 m^3/s. El promedio anual (para condiciones “normales”) equivale a un caudal de 4 L/s. Durante períodos de caudal elevado, cuando se recolecte agua en exceso de la cuvierta, esta agua también será bombeada al río, sin impacto, a una tasa promedio de 134 L/s.

Se supone que el agua que se acumula en el fondo del tajo abierto no será apta para su uso directo como agua fresca, debido al alto nivel de Sólidos Disueltos Totales que se han observado en la Formación Tambogrande y el agua freática de basamento rocoso, por lo que será descargada al depósito de relaves. La Tabla 4.21 resume el balance

hídrico para las fases de óxidos y sulfuros para condiciones normales, secas y húmedas.

Tabla 4.21 Balance Hídrico para el Tajo Abierto

Descripción	Fase de Óxido -Año 3			Fase de Sulfuro – Año 10		
	Normal (L/s)	Seco (L/s)	Húmedo (L/s)	Normal (L/s)	Seco (L/s)	Húmedo (L/s)
Precipitación	3	0	208	5	0	335
Filtración de cuvierta	71	34	232	71	34	232
Filtración de lecho de roca	0	0	0	13	13	13
Total Entrada	**74**	**34**	**440**	**89**	**47**	**580**
Filtración de cuvierta bombeada hacia el río	13	27	157	4	27	134
Agua al Proceso	44	0	28	53	0	52
Evaporación	13	7	13	21	20	21
Filtración que sale del tajo	0	0	0	0	0	0
Agua a Presa de Relaves	4	0	242	11	0	373
Total Salida	**74**	**34**	**440**	**89**	**47**	**580**

4.10.2 Balance Hídrico para el Proceso en la Planta Concentradora

Durante las fases de óxidos y de sulfuros, los requerimientos de agua para la planta serán de 132 L/s y 515 L/s, respectivamente. Más del 90 por ciento de esta agua será descargada con los relaves. La cantidad de agua que contiene la pulpa de relaves se determina en base a la tasa de producción y el porcentaje de sólidos en la pulpa de relaves. Se prevé que los relaves de oro se producirán a un ritmo anual promedio de 7,500 tpd, con un contenido de sólidos al salir del circuito de destrucción de cianuro, de 41.3 por ciento. Se prevé que los relaves de sulfuros se producirán a un ritmo anual promedio de 18,835 tpd, con una densidad de sólidos de 29.7 por ciento. El resto del agua se usará para distribución de agua potable (4 L/s), riego de carreteras (1 L/s que se elevará a 3 L/s), y concentrados durante la fase de sulfuros (1.4 L/s). La Tabla 4.22 presenta un resumen del balance hídrico para el procesamiento del mineral durante las fases de óxidos y de sulfuros en condiciones normales, secas y húmedas.

Tabla 4.22 Balance Hídrico para el Procesamiento del Mineral

Descripción	Fase de Óxidos - Año 3			Fase de Sulfuros - Año 10		
	Normal (L/s)	**Seco (L/s)**	**Húmedo (L/s)**	**Normal (L/s)**	**Seco (L/s)**	**Húmedo (L/s)**
Filtración Recolectada de Cuvierta	44	0	28	53	0	52
Agua Freática para completar	0	56	0	90	183	0
Agua Recuperada de Relaves	85	73	101	382	342	473
Total Entrada	**129**	**129**	**129**	**525**	**525**	**525**
Pulpa de relaves	124	124	124	517	517	517
Agua potable	4	4	4	4	4	4
Riego de Carreteras	1	1	1	3	3	3
Concentrados	0	0	0	1	1	1
Total Salida	**129**	**129**	**129**	**525**	**525**	**525**

La mayor parte del agua de proceso será recuperada de la pulpa de relaves mediante una barcaza en el depósito. Sin embargo, se requerirá de un mínimo de 28 L/s y 52 L/s de agua fresca para completar las necesidades en las fases de óxidos y sulfuros respectivamente. Las fuentes disponibles de agua fresca son la recolección del agua de filtración de la cuvierta y el agua freática. La extracción de agua freática del acuífero aluvial de la Quebrada San Francisco ocurrirá sólo cuando la recolección de filtración de la sobrecapa sea insuficiente para proveer cantidades adecuadas de agua fresca para el proceso. La Tabla 4.23 resume el ritmo de extracción de agua freática para cada condición climática en las fases de óxidos y de sulfuros.

Tabla 4.23 Requisitos de Agua Fresca

Fuente de Agua	Normal (L/s)	Seco (L/s)	Húmedo (L/s)
Filtración de Cuvierta – Oxidos	45	0	28
Extracción Agua Freática – Oxidos	0	56	0
Filtración de Cuvierta – Sulfuros	53	0	52
Extracción Agua Freática – Sulfuros	90	183	0

Se ha supuesto que en condiciones secas, toda la filtración de sobrecapa no estaría disponible para su uso como agua de proceso, y por lo tanto se podrían establecer los requisitos máximos de agua freática durante las operaciones. Se debe tomar en cuenta que una vez instalado el sistema de recolección de cuvierta, toda el agua requerida para las operaciones de óxidos podrían obtenerse de la filtración de cuvierta, incluso durante la época más seca del año, siempre y cuando el caudal del río aguas abajo del tajo permanezca por encima de 0.5 m^3/s.

El agua fresca también servirá para el riego de carreteras para controlar el polvo y como agua cruda a ser tratada para uso potable. Cualquier agua potable que se use en el lugar será descargada a las lagunas del sistema de tratamiento de aguas servidas y

4.10.3 Balance Hídrico para el Depósito de Relaves

Durante la fase de operaciones de la mina, las fuentes de agua para el depósito de relaves serán en primer lugar la pulpa de relaves, luego la precipitación y finalmente, el agua del tajo abierto. La Tabla 4.24 resume el balance hídrico del depósito de relaves en condiciones normales, secas y húmedas para las fases de sulfuros.

Tabla 4.24 Balance Hídrico Presa de Relaves

Descripción	Fase de Óxidos - Año 3			Fase de Sulfuros - Año 10		
	Normal (L/s)	**Seco (L/s)**	**Húmedo (L/s)**	**Normal (L/s)**	**Seco (L/s)**	**Húmedo (L/s)**
Precipitación	2	0	242	9	0	566
Agua de tajo abierto	4	0	154	11	0	373
Pulpa de Relaves	124	124	124	517	517	517
Entrada Total	**130**	**124**	**520**	**537**	**517**	**1456**
Evaporación	24	30	24	91	112	90
Agua en Poros de Relaves	20	20	20	51	51	51
Agua en Vacíos de Roca estéril Rocoso	0	0	0	11	11	11
Filtración bajo el revestimiento	1	1	1	1	1	1
Agua Recuperada de Relaves	85	73	101	382	342	473
Salida Total	**130**	**124**	**146**	**536**	**517**	**626**
Agua en Exceso Acumulada en Depósito de Relaves	0	0	374			830
Capacidad Requerida para Almacenamiento de Crecidas **(m^3)**	0	0	970,000			2,153,000

Tanto durante la fase de óxidos como de sulfuros, los relaves estarán saturados y el área del depósito de relaves estará 100 por ciento cubierta de agua. La evaporación del agua de superficie de 48 ha y 180 ha será la principal pérdida de agua desde el depósito de relaves, tanto en la fase de óxidos como en la de sulfuros. Otras fuentes de pérdida de agua serán el almacenamiento como agua de poros en los relaves y en o también una mínima filtración a través del revestimiento.

Los cálculos para la tasa de filtración del depósito de relaves se derivaron de las predicciones del modelo HELP en base a un sistema de un solo revestimiento PEAD con calidad regular de colocación. La tasa de filtración usada para el balance de masa es 1 L/s, aunque el cálculo predicho indica que la tasa de de filtración será menor a 0.1 L/s

normales y extremas se basan en tasas de recuperación máximas.

El depósito operará como una instalación de “descarga cero” durante condiciones normales. La variación mensual de la acumulación promedio anual en volúmenes de rden de 50,000 m^3 en un mes durante la fase de óxidos y casi 200,000 m^3 durante la fase de sulfuros. Esto hará que el nivel del depósito varíe un poco con respecto a la tasa promedio anual de acumulación que se ilustra en la curva miento. Durante un evento extremo de precipitación, como por ejemplo una tormenta de 30 días con un período de retorno de 1 en 10 años, la

presa almacenará 1,000,000 m^3 adicionales durante la fase de óxidos y aproximadamente 2,200,000 m^3 durante la fase de sulfuros. A fin de minimizar la probabilidad de descarga, se ha incorporado suficiente capacidad de crecida a la elevación de la corona de la presa, para incluir a estos volúmenes adicionales de agua. Durante la fase de sulfuros, este volumen de crecida representa un aumento en la cota del espejo de agua de aproximadamente 1.2 m.

El depósito de óxidos ha sido diseñado con una capacidad de almacenamiento de crecidas de hasta 4 m, mientras que la tormenta de 30 días con período de retorno de 1 representaría un aumento de tan sólo 2 m en el nivel del espejo de agua.

En el caso que se diera un evento aún más extremo, se podrían instalar sifones sobre la presa para permitir que se descargue agua a la Quebrada Carneros. Si la precipitación acumulada en un año hidrológico excediera 750 mm durante la fase de sulfuros, se instalarían sifones y se alistarían para uso. La descarga sólo empezaría si se infringieran las tolerancias del borde libre. Se suspendería el bombeo del tajo abierto durante ese tiempo para reducir la cantidad de descarga y sólo se permitiría la descarga del depósito de relaves si la calidad del agua de éste cumpliera con las normas de calidad del MEM. En el caso muy poco probable de que la calidad de agua de descarga del depósito de relaves no cumpliera con dichas normas, el agua en exceso podría ser descargada temporalmente al tajo abierto.

4.10.4 Depósito de Roca Estéril

Existirán una serie de botaderos para tierra vegetal, cuvierta extraída que no sirve para materiales almacenados temporalmente para la construcción y roca estéril no reactivo. Cualquier drenaje de estas instalaciones se canalizará hacia las pozas de sedimentación diseñadas para retirar toda partícula mayor a 20 micrones, del evento de tormenta con período de retorno de 1 en 5 años antes de ser descargados al río. Cuando sea factible, estas pilas se rehabilitarán progresivamente o temporalmente durante la vida de la mina. Se prevé que gran parte de la sobrecapa y

la tierra vegetal se usará para el cierre final del depósito de relaves y de la pila de roca

4.10.5 Pueblo de Tambogrande

El pueblo, incluidas las zonas reubicadas, seguirá usando agua potable del sistema de riego San Lorenzo mediante el sistema existente municipal de tratamiento y distribución de agua. Este operará de manera independiente del sistema de agua de la mina, aunque la mina podría complementar el suministro municipal en caso de emergencia durante la vida de la mina. Las aguas servidas del municipio serán tratadas en un nuevo sistema de tratamiento que se construirá como parte del programa de reubicación del pueblo. Las aguas servidas tratadas se descargarán al

4.11 Balance de Masa para Contaminantes Potenciales

Un balance de masa de los potenciales contaminantes ha sido llevado a cabo para las fases de óxidos y sulfuros de la mina, y para el cierre de mina. Todo el mineral y la roca estéril serán conducidos a la planta de procesamiento o al depósito de relaves. Toda el agua superficial contaminada del tajo abierto y del depósito de relaves será colectada y devuelta al depósito de relaves. Por lo tanto, las principales fuentes de potenciales cargas al ambiente provendrán de pérdidas por filtración desde el depósito de relaves. Las perdidas debido a las emisiones de polvo son presentadas en la Sección 6.2.

El balance de masa para la fase de óxidos es mostrado en la Tabla 4.25. El balance de masa se basa en la calidad de agua que tendría, en el peor de los casos, el agua de los relaves del proceso mostrada en la Tabla 4.16.

Tabla 4.25 Balance de Masa en el Depósito de Relaves de Óxidos

Contaminante	Concentración en los Relaves (mg/L)	Agua de los Relaves del Proceso (kg)	Agua Reciclada (kg)	Pérdida en Vacíos y Evaporación (kg)	Filtraciones*** (kg)
Cianuro CN_T	0.73	8600	5900	2800	7
Cianuro CN_{WAD}	0.59	7000	4700	2200	6
Antimonio*	0.025	300	200	95	0.2
Arsenico*	0.005	60	40	20	0.05
Cadmio*	0.0025	30	20	9	0.02
Cromo*	0.01	120	80	38	0.09
Mercurio**	0.14	1600	1100	530	1.3

* Los valores son asumidos como la mitad del nivel de detección
** Valor más alto para dos muestras (otra muestra fue <0.001 mg/L)
*** Durante las operaciones, las filtraciones de agua serán recolectadas y devueltas al depósito de relaves.

El balance de masa para la fase de óxidos está basado en los siguientes caudales promedio de 3 años, para el depósito de relaves.

- Caudal de carga de relaves 125 L/s;
- Caudal de recirculación 85 L/s;
- Pérdidas por almacenamiento en los vacíos y evaporación 40 L/s; y
- Caudal de pérdidas por filtraciones 0.1 L/s.

El balance de masa para la fase de sulfuros se muestra en la Tabla 4.26, y se basa en la calidad de agua que tendría, en el peor de los casos, el agua de los relaves del proceso mostrada en la Tabla 4.17.

Tabla 4.26 Balance de Masa en el Depósito de Relaves de Sulfuros

Contaminante	Concentración en los Relaves (mg/L)	Agua de los Relaves del Proceso (kg)	Agua Reciclada (kg)	Pérdida en Vacíos y Evaporación (kg)	Filtraciones** (kg)
Antimony	0.032	1500	1000	480	1.2
Arsenic	0.0.019	90	60	30	0.07
Cadmium	0.0.005	240	160	75	0.2
Chromium*	0.01	470	320	150	0.4
Copper	0.004	190	130	60	0.15
Lead	0.35	16600	11300	5300	13
Mercury*	0.00005	2	2	1	-
Selenium	0.15	7100	4800	2300	5.7
Strontium	0.16	7600	5100	2400	6

* Los valores son asumidos como la mitad del nivel de detección
** Durante las operaciones, las filtraciones de agua serán recolectadas y devueltas al depósito de relaves.

El balance de masa para la fase de óxidos está basado en los siguientes caudales promedio durante los 12 años de vida útil del depósito.

- Caudal de carga de relaves 520 L/s;
- Caudal de recirculación 380 L/s;
- Pérdidas por almacenamiento en los vacíos y evaporación 140 L/s; y
- Caudal de pérdidas por filtraciones 0.1 L/s.

Los cálculos de filtraciones asumieron conservadoramente una nula volatilización del cianuro y ninguna atenuación en el revestimiento de arcilla bentonita.