



UNIVERSIDAD DE CHILE
FACULTAD DE CIENCIAS FÍSICAS Y MATEMÁTICAS
DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA DE MINAS

EVALUACIÓN DE PROYECTO DE EXTRACCIÓN Y PROCESAMIENTO DE MINERAL REMANENTE DE ORO Y COBRE EN DISTRITO GUANACO

MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO CIVIL DE MINAS

SEBASTIÁN SAMUEL SÁNCHEZ GONZÁLEZ

PROFESOR GUÍA:
JAIME BAHAMONDES NAVARRETE

MIEMBROS DE LA COMISIÓN:
PEDRO HAUYON LEYTON
PABLO QUIERO JAQUE

SANTIAGO DE CHILE
2023

RESUMEN DE LA MEMORIA PARA OPTAR
AL TÍTULO DE INGENIERO CIVIL DE MINAS
POR: SEBASTIÁN SAMUEL SÁNCHEZ GONZÁLEZ
FECHA: 2023
PROF. GUÍA: JAIME BAHAMONDES NAVARRETE

EVALUACIÓN DE PROYECTO DE EXTRACCIÓN Y PROCESAMIENTO DE MINERAL REMANENTE DE ORO Y COBRE EN DISTRITO GUANACO

Guanaco Compañía Minera es una subsidiaria de Austral Gold, compañía de explotación y exploración de metales preciosos. Dentro de sus pertenencias en Chile están Dumbo, Defensa, y Perseverancia, depósitos de oro y plata con mineralización en vetas paralelas. La explotación de estos 3 depósitos fue descontinuada en 2020 debido al alto contenido de cobre de los niveles inferiores, lo cual dificultaba el procesamiento del mineral de forma eficiente, disminuyendo la recuperación de oro y aumentando el costo de procesamiento asociado al consumo de cianuro.

El objetivo principal de este trabajo es evaluar de forma parcial un potencial proyecto de explotación del mineral remanente, explorando alternativas que permitan solucionar el problema del cobre, aumentando la vida útil de estos depósitos y agregando valor a la Compañía.

En primera instancia se cuantifican los recursos explotables en 1.18 Mt, con leyes de 4.46 gpt Au, 19.64 gpt Ag y 0.42 % Cu, totalizando 169.4 koz de oro y 745.5 koz de plata. El diseño minero propuesto contempla una explotación subterránea con el método de Sublevel Open Stopping aplicado a vetas angostas, el cual contempla drifts en mineral y caserones de 11 metros de alto y un ancho variable en función de la veta.

El plan de producción contempla extraer 50.6 koz equivalentes al año, con un ritmo de producción de 28.1 kt de mineral al mes y una ley media de 4.45 gpt Au, 19.34 gpt Ag y 0.37 % Cu. Así, el proyecto propuesto tiene una vida útil total de 3.5 años, siendo Dumbo el depósito principal, mientras que Defensa y Perseverancia se explotan de forma secundaria.

Respecto al procesamiento, se explora la flotación de oro y cobre, obteniendo resultados poco alentadores asociados a una baja recuperación de cobre y un concentrado con alto contenido de arsénico. Por lo anterior, se sugiere realizar estudios con el proceso SART, el cual está diseñado específicamente para minerales de oro con alto contenido de cobre.

Para simular los efectos negativos que produciría el cobre con la planta actual, en la evaluación económica se sensibiliza el costo planta y la recuperación de oro, con esto el VAN resulta en -4.7 MUSD, soportando la decisión inicial de la Compañía de no explotar estos depósitos. Finalmente, se evalúan dos casos de negocio: uno con Flotación y otro con SART. En el primero el VAN resulta en 6.5 MUSD, sin embargo, resultaría poco atractivo para la compañía dado que cambiaría completamente la línea de procesamiento, además de vender un producto menos procesado y sujeto a más descuentos en su venta. En el caso de la Planta SART se obtiene un VAN de 42.9 MUSD, resultando ser la alternativa más atractiva económica y operativamente a seguir explorando.

*¿Por qué corres, peregrino?
calma ya tu fiebre
sabe más del camino la tortuga que la liebre.*

Agradecimientos

A mis padres por darme todo lo necesario, educación, amor, lecciones de vida; gracias a ellos me he convertido en una persona cada vez más íntegra y capaz.

A mis abuelos, raíz de mi memoria. Porque aun no estando en vida siguen presentes en mí, más que ayer y menos que mañana.

A mis dos hermanos, por apoyarme y empujarme a buscar siempre más. Por las interminables conversaciones de miedos, sueños, planes y objetivos que poco a poco hemos ido logrando.

A mis amigos Jorge y Felipe por el apoyo, las risas y alegrías, los consejos de vida, por estar siempre conmigo. Sin ustedes mi paso por la universidad no habría sido el mismo.

A Natasha, por hacerme crecer como persona desde que la conocí, por devolverme las ganas de compartir mi vida con alguien.

Los quiero mucho y son ustedes los vectores de mi esencia.

Tabla de Contenido

1. Introducción	1
1.1. Contexto	1
1.2. Problemática	2
1.3. Objetivos	2
1.3.1. Objetivo general	2
1.3.2. Objetivos específicos	2
1.4. Alcances	2
1.5. Contenidos de la memoria	2
2. Antecedentes del Estudio	4
2.1. Ubicación y clima	4
2.2. Geología regional	4
2.3. Geología Local	5
2.3.1. Estructuras	6
2.3.2. Mineralización	6
2.4. Método de explotación	8
2.4.1. Transición Cielo Abierto a Subterránea	10
2.4.2. Control de dilución	12
2.5. Procesamiento del mineral	15
2.5.1. ADR	15
2.5.2. Merrill Crowe	17
2.5.3. Influencia del cobre en la extracción de oro	18
2.5.4. Flotación de cobre - oro	20
2.5.5. Proceso SART	23
2.6. Evaluación de proyectos mineros	29
3. Metodología	31
3.1. Recopilación de información	31
3.2. Estimación de Recursos	31
3.3. Diseño y Planificación Minera	32
3.4. Procesamiento del mineral	33
3.5. Rentabilidad del proyecto	33
4. Cuerpo de la Memoria	34
4.1. Estimación de recursos	34
4.2. Diseño Minero	40
4.2.1. Unidades de Explotación	41
4.2.2. Recategorización de Recursos y Definición de Reservas	45

4.2.3.	Diseño de Desarrollos Horizontales	51
4.2.4.	Diseño de Desarrollos Verticales	55
4.2.5.	Diseño y Operación de Caserones	57
4.2.6.	Geomecánica	59
4.2.7.	Control de Dilución	63
4.2.8.	Planificación Minera	67
4.3.	Procesamiento del Mineral	72
4.3.1.	Pruebas de Flotación	72
4.4.	Evaluación Económica Base	79
4.4.1.	Ingresos	79
4.4.2.	Costos Operacionales	79
4.4.3.	CAPEX	80
4.4.4.	Financiamiento	81
4.4.5.	Tasas	81
4.4.6.	Royalty	81
4.4.7.	Flujo de Caja	81
4.4.8.	Análisis de Sensibilidad	82
4.5.	Evaluación Económica: Caso Flotación	83
4.5.1.	Ingresos	83
4.5.2.	CAPEX	84
4.5.3.	Costos Operacionales	84
4.5.4.	Flujo de Caja	85
4.5.5.	Análisis de Sensibilidad	85
4.6.	Evaluación Económica: Caso Planta SART	86
4.6.1.	Ingresos	86
4.6.2.	Costos Operacionales	87
4.6.3.	CAPEX	87
4.6.4.	Flujo de Caja	87
4.6.5.	Análisis de Sensibilidad	88
4.7.	Comparación de Casos de Negocio	88
5.	Conclusiones y Sugerencias	90
	Bibliografía	93
	Anexo A. Flowsheet Pruebas de Flotación	95
	Anexo B. Balances y Rendimientos Metalúrgicos	98
	Anexo C. Análisis Granulométrico por Malla	107

Índice de Tablas

2.1.	Dilución por año en Mina Cachinalito (información tomada de bases de datos de GCM).	12
2.2.	Relación entre dilución no planificada y calidad de roca según sector en Mina Amancaya (información tomada de bases de datos de GCM).	13
2.3.	Potenciales problemas y soluciones típicos del método Sublevel Open Stopping (Villaescusa, 2014).	15
2.4.	Solubilidad de minerales de Cu en soluciones 0,1 % NaCN (Marsden y Iain, 1992).	20
2.5.	Resultados del procesamiento de minerales con tratamiento alcalino (Bobozoda et al., 2017).	23
4.1.	Clasificación por grupo de envoltentes	35
4.2.	Variables del modelo de bloques	35
4.3.	Recursos sobre 1.0 g/t Aueq	36
4.4.	Recursos inferidos y potenciales sobre 1.0 g/t Aueq	36
4.5.	Recursos sobre 2.0 g/t Aueq	37
4.6.	Recursos por Zona Oxidada sobre 2.0 g/t Aueq	37
4.7.	Recursos por Zona Mixta sobre 2.0 g/t Aueq	38
4.8.	Recursos por Zona Sulfurada sobre 2.0 g/t Aueq	38
4.9.	Recursos por Zonas sobre 2.0 g/t Aueq.	39
4.10.	Azimut preferente de mineralización por Depósito	40
4.11.	Resultados cubicaciones de caserones y drifts	45
4.12.	Resumen cubicaciones de caserones y drifts	45
4.13.	Resultados de reservas post proceso de <i>majority</i>	49
4.14.	Comparación recursos y reservas post <i>majority</i>	49
4.15.	Número de estabilidad de Dumbo según sectores	62
4.16.	Metros de desarrollo por tipo de labor y depósito	67
4.17.	Rendimientos por KPI para Planificación Minera	68
4.18.	Plan Minero Mina Dumbo	68
4.19.	Plan Minero Mina Defensa	69
4.20.	Plan Minero Mina Perseverancia	70
4.21.	Plan de Producción Consolidado	71
4.22.	Resumen Plan de Producción Consolidado	72
4.23.	Análisis Químico de Cabezas	73
4.24.	Condiciones base operación Pruebas Flotación Rougher	73
4.25.	Resultados pruebas de flotación rougher y condiciones	76
4.26.	Resultados pruebas de flotación ciclo abierto y condiciones	77
4.27.	Resultados análisis granulométrico y químico por malla de alimentación, concentrado y relave rougher	77
4.28.	Flujo de Caja base	81

4.29.	Flujo de Caja: Caso Flotación	85
4.30.	Flujo de Caja: Caso SART	87

Índice de Ilustraciones

2.1.	Ubicación de Mina Guanaco.	4
2.2.	Geología Regional del proyecto Guanaco (Minera Guanaco, 2010).	5
2.3.	Distribución de ledges mineralizados (en rojo) del yacimiento El Guanaco (Jovic et al., 2021).	6
2.4.	A: <i>ledges</i> en pared este de Rajo Dumbo. B: roca caja afectada por pulso 1. C: roca que muestra efecto de pulsos 1, 2 y 3. D: roca afectada por pulso 3. E: roca afectada con pulso 4, brecha, baritina y oro visible. (Jovic et al., 2021)	7
2.5.	Depósitos de Guanaco explotados como rajo abierto.	8
2.6.	Explotación subterránea de Minas Dumbo y Perseverancia.	9
2.7.	Sublevel Open Stopping utilizado en Minas Dumbo y Perseverancia.	9
2.8.	Vista de perfil de caserones en Minas Dumbo y Perseverancia.	10
2.9.	Esquema del crownpillar en la mina de oro Kundana, Australia (Villaescusa, 2014).	11
2.10.	Efecto de la dilución en las utilidades, Minas Outokumpu (Lappalainen y Pitkajarvi, 1996).	14
2.11.	Efecto de la dilución en los costos y utilidades de una compañía minera, Mina Kazansi (Mutambo, 2021).	14
2.12.	Flowsheet ADR Guanaco.	16
2.13.	Flowsheet Merrill Crowe Guanaco.	18
2.14.	Efecto al variar el contenido de cobre (-53 +45pm) en la extracción de oro con pH 11, 25°C, 20 mg/L Au y 1000 mg/L NaCN (Nguyen y Wong, 1997).	19
2.15.	Efecto al variar el contenido de cobre (-53+45pm) en el cianuro libre en solución con pH 11, 25°C, 20 mg/L Au y 1000 mg/L NaCN (Nguyen y Wong, 1997).	19
2.16.	Efecto del contenido de pirita en la recuperación de oro en un concentrado de oro-cobre (1: mineral de Perú, 2: mineral de Indonesia) (Bulatovic, 2010).	21
2.17.	Flowsheet tratamiento de mineral de cobre-oro pirítico (Bulatovic, 1997).	22
2.18.	Flowsheet Proceso SART (Estay, 2008).	24
2.19.	Tratamiento PLS en planta SART (Estay et al., 2008).	25
2.20.	[Cu] en PLS a ADR vs fracción PLS tratado en SART (Estay, 2008).	26
2.21.	Ahorro de NaCN Fresco vs fracción PLS tratado en SART (Estay et al., 2008).	26
2.22.	Ley de Cu en Mineral y Tamaño de Planta SART para mantener bajo 500 mg/l Cu en ADR. (Estay et al., 2008).	27
2.23.	Variación del VAN vs fracción de PLS tratado en SART. (Estay et al., 2008).	28
2.24.	Tiempos de permanencia promedio, gran y mediana minería de distintos metales (Cochilco, 2017).	30
4.1.	Vista en planta de las Gradeshells obtenidas.	39
4.2.	Vista isométrica de las Gradeshells obtenidas.	39
4.3.	Ejemplo de unidades de explotación satélites.	40

4.4.	Vista en planta de Topografía actual de los depósitos.	41
4.5.	Unidades de explotación Mina Dumbo (color rojo) y Gradeshells (color verde). A: vista longitudinal, B: vista en planta.	43
4.6.	Unidades de explotación Mina Defensa (color rojo) y Gradeshells (color verde). A: vista longitudinal, B: vista en planta.	44
4.7.	Unidades de explotación Mina Perseverancia (color rojo) y Gradeshells (color verde). A: vista longitudinal, B: vista en planta.	44
4.8.	Isométrico Unidades de explotación Dumbo post proceso de <i>majority</i> . -1: s/c o estéril, 1: medidos, 2: indicados, 3: inferidos, 4: potenciales.	46
4.9.	Planta Unidades de explotación Dumbo post proceso de <i>majority</i> . -1: s/c o estéril, 1: medidos, 2: indicados, 3: inferidos, 4: potenciales.	46
4.10.	Isométrico Unidades de explotación Defensa post proceso de <i>majority</i> . -1: s/c o estéril, 1: medidos, 2: indicados, 3: inferidos, 4: potenciales.	47
4.11.	Planta Unidades de explotación Defensa post proceso de <i>majority</i> . -1: s/c o estéril, 1: medidos, 2: indicados, 3: inferidos, 4: potenciales.	47
4.12.	Isométrico Unidades de explotación Perseverancia post proceso de <i>majority</i> . -1: s/c o estéril, 1: medidos, 2: indicados, 3: inferidos, 4: potenciales.	48
4.13.	Planta Unidades de explotación Perseverancia post proceso de <i>majority</i> . -1: s/c o estéril, 1: medidos, 2: indicados, 3: inferidos, 4: potenciales.	48
4.14.	Planta de reservas Guanaco.	50
4.15.	Isométrico de reservas Guanaco.	50
4.16.	Secciones Rampa y Refugio Peatonal.	51
4.17.	Sección Acceso a Veta.	52
4.18.	Ejemplo del diseño de labores: Rampa, Acceso, Frontón de Ventilación, Drifts (apertura) y Frontón de acopio.	52
4.19.	Ejemplo diagrama de <i>split blasting</i> . A: Diagrama de perforación. B: Diagrama de tronadura mineral. C: Diagrama de tronadura estéril.	53
4.20.	Frente marcada con <i>split blasting</i>	54
4.21.	Resultado de tronadura <i>split blasting</i>	54
4.22.	Diagrama de perforación Chimenea de Cara Libre con mejores resultados	56
4.23.	Diagrama de perforación Chimenea de Ventilación Estándar	57
4.24.	Glory Hole de Mina Amancaya. Vista N-S.	58
4.25.	Glory Hole propuesto para Perseverancia. Vista isométrica.	59
4.26.	Perfil longitudinal de ejemplo de reservas que quedan bajo el rajo Dumbo.	59
4.27.	Perfil longitudinal de reservas que se podrían explotar mediante un Glory Hole.	61
4.28.	Perfil longitudinal de reservas que se podrían explotar rompiendo hacia la cara (bancos) del rajo.	61
4.29.	Gráfico de Estabilidad de Caserones.	62
4.30.	Diagrama de Tronadura para control de dilución en Pampa Augusta Victoria (Yamana Gold, 2012).	64
4.31.	Planta Diseño Minero Mina Perseverancia.	65
4.32.	Planta Diseño Minero Mina Defensa.	65
4.33.	Planta Diseño Minero Mina Dumbo.	66
4.34.	Planta Diseño Minero Mina Dumbo sin Unidades de Explotación.	66
4.35.	Plan de Producción Guanaco.	72
4.36.	Análisis de Sensibilidad del VAN: Caso Base.	82
4.37.	Análisis de Sensibilidad del VAN: Caso Flotación.	86

4.38.	Análisis de Sensibilidad del VAN: Caso SART.	88
4.39.	Comparación de VAN según Caso de Negocio.	89
A.1.	Flowsheet Test de Flotación MZ-6.	95
A.2.	Flowsheet Test de Flotación MZ-7.	95
A.3.	Flowsheet Test de Flotación MZ-17.	96
A.4.	Flowsheet Test de Flotación MZ-18.	96
A.5.	Flowsheet Test de Flotación MZ-19.	97
B.1.	Resultados Test de Flotación Rougher-Colectores MZ-8.	98
B.2.	Resultados Test de Flotación Rougher-Colectores MZ-9.	98
B.3.	Resultados Test de Flotación Rougher-Colectores MZ-10.	99
B.4.	Resultados Test de Flotación Rougher-Colectores MZ-11.	99
B.5.	Resultados Test de Flotación Rougher-Colectores MZ-12.	99
B.6.	Resultados Test de Flotación Rougher-Colectores MZ-13.	100
B.7.	Resultados Test de Flotación Rougher-Colectores MZ-14.	100
B.8.	Resultados Test de Flotación Rougher-Colectores MZ-15.	100
B.9.	Resultados Test de Flotación Rougher-Colectores MZ-16.	101
B.10.	Resultados Test de Flotación Ciclo Abierto MZ-6.	102
B.11.	Resultados Test de Flotación Ciclo Abierto MZ-7.	103
B.12.	Resultados Test de Flotación Ciclo Abierto MZ-17.	104
B.13.	Resultados Test de Flotación Ciclo Abierto MZ-18.	105
B.14.	Resultados Test de Flotación Ciclo Abierto MZ-19.	106
C.1.	Resultados Análisis Granulométrico y Químico por fracción a alimentación de flotación rougher (P80 = 100 micrones).	107
C.2.	Resultados Análisis Granulométrico y Químico por fracción de relave rougher (P80 = 110 micrones).	108

Capítulo 1

Introducción

1.1. Contexto

Austral Gold es una compañía de explotación y exploración de metales preciosos en crecimiento, con activos en América del Sur incluyendo las minas de oro y plata Guanaco y Amancaya en el norte de Chile; Casposo, mina de oro y plata en Argentina, así como también varios proyectos de exploración en ambos países.

La operación Guanaco-Amancaya es propiedad de Austral Gold a través de su subsidiaria Guanaco Compañía Minera (GCM), que posee y opera las minas.

La operación consiste en la mina Guanaco, el depósito satélite Inesperada, la mina Amancaya, y el proyecto de re-procesamiento de pilas de lixiviación en Guanaco.

Desde que comenzó en 2010 hasta fines del 2021, la operación Guanaco-Amancaya ha producido aproximadamente 485,000 onzas de oro y 2,000,000 onzas de plata desde aproximadamente 5.4 Mt de mineral.

Los depósitos de Guanaco incluyen: Quillota (200m x 500m), Defensa (300m x 600m), Perseverancia (300m x 600m), Dumbo (250m x 500m), Cachinalito (una estructura de 1,100 m de largo) y Natalia (200m x 450m).

La explotación de estos depósitos fue discontinuada en febrero del 2020, debido principalmente a que el alto contenido de cobre en los niveles más inferiores dificultaba el procesamiento del mineral, disminuyendo la recuperación de oro y elevando el costo a niveles que dejaban de ser rentables para la compañía.

En 2017, próximo a la detención de las operaciones de Guanaco, los recursos medidos e indicados de Guanaco eran 1.4 Mt con leyes de 2.44 g/t Au y 15.67 g/t Ag, conteniendo 113,000 oz Au y 730,000 oz Ag. Por otro lado, los recursos inferidos contenían 28,000 oz Au y 50,000 oz Ag. Cabe destacar que las leyes de corte para estimar estos recursos fueron calculadas con precios de oro y plata de 1,300 USD/oz y 20 USD/oz respectivamente. A la fecha que se redacta este estudio el precio del oro está en 1,850 USD/oz y por ende el inventario de recursos explotables debería haber aumentado.

1.2. Problemática

Cuando se contrastan los modelos geológicos con lo explotado, se puede ver claramente que Guanaco aun tiene recursos de oro y plata remanentes, sin embargo, en los niveles más profundos, los depósitos tienen altos contenidos de cobre cianurable (Calcosina, Borinita, Covelina, entre otros), que disminuyen la recuperación de oro y eleva los costos del procesamiento, razón por la cual se detuvo la explotación de las minas Dumbo, Defensa y Perseverancia. Por lo tanto, existen potenciales recursos que siguen sin ser explotados y que podrían aumentar la vida útil de los yacimientos y agregar valor a la compañía.

1.3. Objetivos

1.3.1. Objetivo general

Desarrollar un caso de negocio de extracción y procesamiento del mineral remanente en las minas Dumbo, Defensa y Perseverancia de Guanaco Compañía Minera.

1.3.2. Objetivos específicos

- Determinar recursos explotables técnica y económicamente.
- Diseñar y planificar el método de explotación considerando el estado actual de los depósitos y las características propias de cada uno.
- Evaluar procesos alternativos para el procesamiento del mineral con alto contenido de cobre y sugerir estudios futuros.
- Evaluar la rentabilidad del proyecto en términos de VAN y TIR, de tal forma de poder comparar y presentar el proyecto a la Compañía.

1.4. Alcances

- La memoria se enfoca principalmente en la estimación de recursos/reservas y el diseño minero, no así en el procesamiento del mineral, por lo mismo, sólo se estudian y evalúan algunos procesos alternativos pero no se propone la infraestructura planta ni un flowsheet, ya que esto requiere hacer estudios y pruebas adicionales.
- Para la evaluación económica se toman costos mina históricos de la Compañía con algunas modificaciones que son detalladas cuando corresponde, pero no se calcula uno a partir de todas las operaciones unitarias.
- Se consideran precios de venta dados por la Compañía en función de la proyección y no se hacen análisis de mercado propios.

1.5. Contenidos de la memoria

Capítulo 1: Incluye introducción al tema, una breve contextualización de la compañía, sus pertenencias en Chile, la problemática que motiva el estudio, y finalmente los objetivos

y alcances de la memoria.

Capítulo 2: Se revisan los antecedentes pertinentes a la memoria: geología del distrito, método de explotación utilizado, métodos de control de dilución, procesamiento del mineral e influencia del cobre y posibles procesos alternativos como solución. Además, se revisa y comenta literatura acorde a los objetivos de la memoria como planificación minera, dilución, flotación de oro y cobre, proceso SART, entre otros.

Capítulo 3: Se define la metodología que será desarrollada a lo largo de la memoria para cumplir los objetivos específicos.

Capítulo 4: Corresponde al cuerpo de la memoria. Se comienza por la estimación de recursos. Luego en el diseño minero se cuantifican las reservas explotables y se diseña la explotación de los depósitos, además de elaborar el plan minero con las tasas de extracción mensuales y anuales. A continuación se estudia el procesamiento del mineral, realizando y revisando pruebas de flotación con una mezcla de minerales de los depósitos. Finalmente, se procede a realizar una evaluación económica del proyecto en términos de VAN y TIR.

Capítulo 5: Se extraen las principales conclusiones y se dan sugerencias para ampliar y profundizar la evaluación del proyecto.

Capítulo 2

Antecedentes del Estudio

2.1. Ubicación y clima

La Mina Guanaco está ubicada en Chile, II Región de Atacama, 220 km al sureste de Antofagasta y 42 km al este de la Ruta 5 Norte. El camino de acceso no está pavimentado y tiene una longitud de 42 km al cual se accede desde el km 1.198 de la Ruta 5 Norte. El tiempo de viaje desde Antofagasta es de aproximadamente 3 horas.



Figura 2.1: Ubicación de Mina Guanaco.

Guanaco está ubicada en el Desierto de Atacama, por lo que el clima es árido y las lluvias son escasas, con una precipitación anual de 1,7 mm. El mes más frío es julio, con una temperatura promedio de 11.8 °C, mientras que el más caluroso es enero, con un promedio de 19.2 °C.

2.2. Geología regional

El distrito Guanaco está ubicado en una gran provincia geológica resultante de una migración hacia el este del arco volcánico desde el cretácico tardío hasta el eoceno. Rocas volcánicas y sub-volcánicas de esta edad afloran en la depresión intermedia y la cordillera de Domeyko, formando un cinturón Nor-Noreste-Sur-Suroeste, de un ancho de 20 a 60 kilómetros y cente-

nares de kilómetros de largo.

Se han descrito distintas unidades litoestratigráficas en la región, incluyendo las formaciones Cerro Cinchado, Augusta Victoria y Chile-Alemania (Permuy et al, 2015). Al oeste, estas unidades tienen contactos discordantes con otras unidades volcánicas y sedimentarias pertenecientes al arco cretácico - jurásico temprano. Al este se tiene un contacto con las mismas características con rocas sedimentarias del oligoceno - mioceno temprano.

Las rocas volcánicas se subducen de forma sub-horizontal en la Depresión Intermedia, y forman amplios pliegues en la Cordillera de Domeyko, donde la secuencia alcanza anchos de 3.900 m.

La región ha sido afectada por alteraciones hidrotermales de distintas intensidades que han formado depósitos epitermales de oro y plata tales como Guanaco, El Peñón, Amancaya, San Cristóbal, entre otros (Fig. 2.2).



Figura 2.2: Geología Regional del proyecto Guanaco (Minera Guanaco, 2010).

2.3. Geología Local

El yacimiento El Guanaco es un depósito epitermal de alta sulfuración ubicado en la Segunda Región de Chile, entre las coordenadas 25°-25°19' S y 69°23'-69°42'W, a aproximadamente 2,700 msnm. Corresponde a un depósito de oro, plata y cobre emplazado en la Depresión Central.

Según informes técnicos realizados para la Compañía, la principal alteración está caracterizada por una intensa silicificación asociada con la mineralización de oro. La alteración se desarrolló a lo largo de dos zonas sub-verticales, una con rumbo este-oeste y la otra noreste/oeste-suroeste. Estos sistemas estructurales están acompañados frecuentemente de brechas hidrotermales.

Se han identificado tres tipos de silicificación, las dos etapas más tempranas muestran contenidos variables de oro, mientras que la tercera, rica en barita y sílice, contiene altas leyes de oro.

2.3.1. Estructuras

El reciente estudio de Jovic et al. (2021) indica que el yacimiento está caracterizado por la presencia de sistemas de *ledges* subparalelos formados por *vuggy silica* y en menor medida vetas, vetillas y *stockworks* de enargita, cuarzo y baritina ubicados en corredores estructurales con orientación general este-noreste (Fig 2.3). Para entender mejor esta caracterización vale definir los *ledges*, que son estructuras silicificadas emplazadas a lo largo de fallas en las cuales las rocas presentan una textura residual sílicea, caracterizada por la lixiviación de los minerales que constituyen la roca con reemplazo y recristalización de cuarzo macizo.

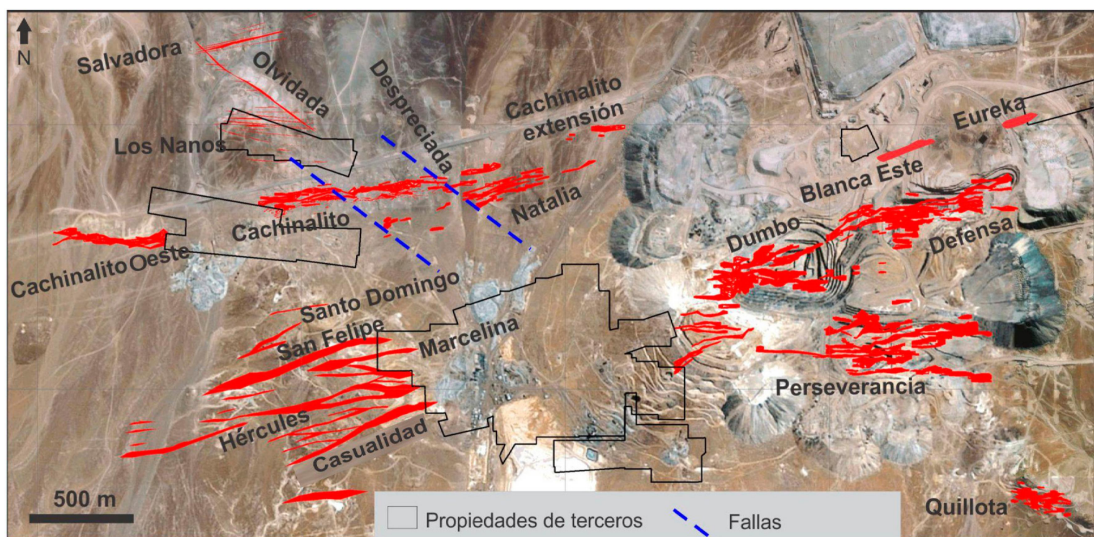


Figura 2.3: Distribución de ledges mineralizados (en rojo) del yacimiento El Guanaco (Jovic et al., 2021).

2.3.2. Mineralización

La mineralización que constituye el yacimiento fue formada a través de 4 pulsos hidrotermales discretos (Guido et al., 2014). El pulso 1 es el más extendido y corresponde a estéril. Su formación lo dotó de una permeabilidad que permitió la posterior circulación de fluidos hidrotermales de los pulsos siguientes. Los pulsos 2, 3 y 4 corresponden a eventos hidrotermales mineralizantes y por ende son los responsables de la misma. Jovic et al. (2021) considera un quinto pulso, que correspondería a la oxidación supérgena de los minerales hipógenos formados durante los pulsos anteriores.

- Pulso 1: compuesto completamente por *vuggy silica*, con escasa presencia de caolinita y alunita.
- Pulso 2: origina la depositación de cuarzo > 100 micrones, dispuesto en vetillas que cortan a los *ledges*.
- Pulso 3: produce la formación de cuarzo < 10 micrones asociado con enargita, pirita, tennantita y presencia ocasional de electrum. Las zonas que constituyen esta etapa presentan contenidos de Au > 2g/t y > 700 g/t Cu.
- Pulso 4: forma brechas hidrotermales de caolinita y sílice masiva, acompañadas de baritina con Au nativo visible.
- Pulso 5: está constituido por óxidos de hierro, jarosita, brochantita, atacamita, además de otros minerales oxidados con As y Cu.

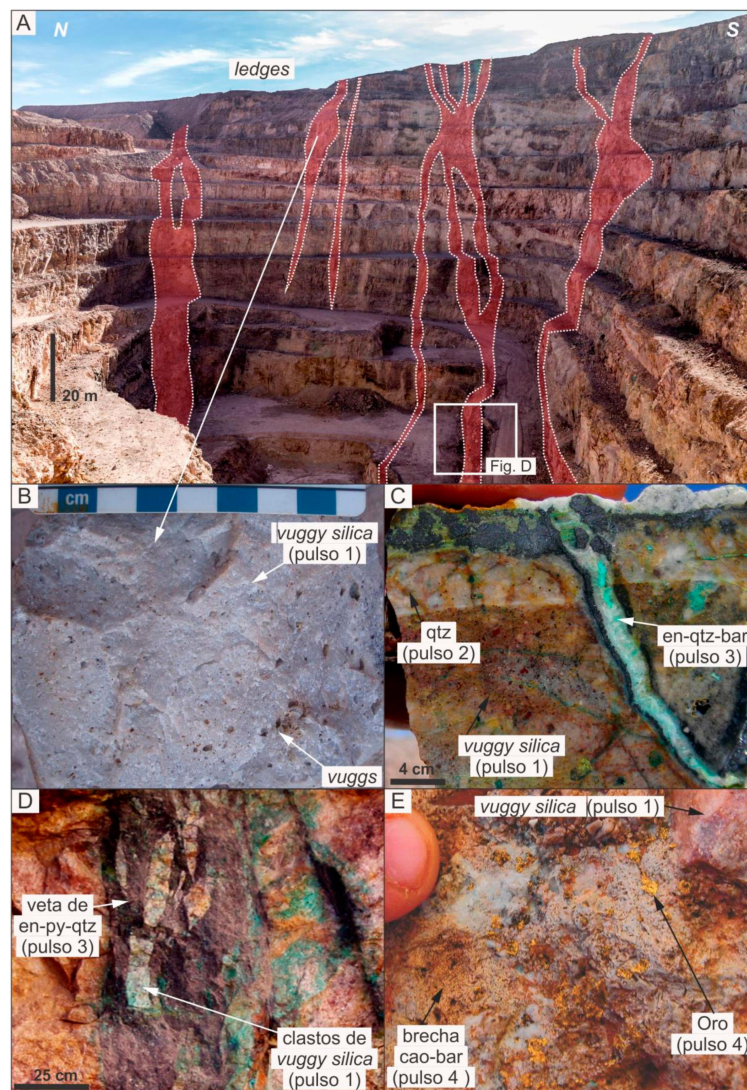


Figura 2.4: **A:** *ledges* en pared este de Rajo Dumbo. **B:** roca caja afectada por pulso 1. **C:** roca que muestra efecto de pulsos 1, 2 y 3. **D:** roca afectada por pulso 3. **E:** roca afectada con pulso 4, brecha, baritina y oro visible. (Jovic et al., 2021)

2.4. Método de explotación

Como se expuso en la sección anterior, la mineralización se da principalmente en vetas y vetillas angostas, no obstante, en primera instancia los depósitos relevantes para el estudio Dumbo, Defensa y Perseverancia fueron explotados como rajos abiertos (Fig. 2.5) ya que permitían tener movimientos mina mayores y costos menores que con cualquier método subterráneo. El depósito Dumbo fue el primero en ser explotado en la década de los 90 por la compañía Amax Gold -luego adquirida por Kinross Gold- con movimientos de aproximadamente 6,000 tpd de mineral, un movimiento bajo si se compara con la industria del cobre, pero que tiene sentido considerando que 1) el oro es un mineral mucho menos abundante y 2) la mineralización no es masiva ni uniforme.

Una vez que la mina fue adquirida por Guanaco Compañía Minera, la productividad de los rajos Defensa y Perseverancia disminuyó a aproximadamente 1,500 tpd debido a que utilizaban camiones de menor capacidad, adaptándose a la selectividad que requería el mineral remanente.



Figura 2.5: Depósitos de Guanaco explotados como rajo abierto.

Posteriormente, Dumbo y Perseverancia tuvieron una transición hacia minería subterránea por el método de Sublevel Open Stopping aplicado a vetas angostas (Fig. 2.6), que es el método en el que la compañía tiene más experiencia (Ramírez, 2017).

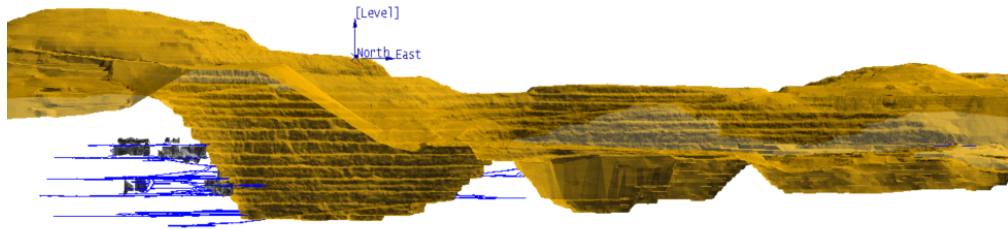


Figura 2.6: Explotación subterránea de Minas Dumbo y Perseverancia.

El criterio para haber seleccionado este método se explica a continuación:

- La veta mineralizada tenía un ancho promedio de 3 metros.
- El macizo tenía propiedades geomecánicas que lo clasifican como roca buena, lo que permitía abrir caserones con buena estabilidad.
- Sumado al punto anterior, dadas las geometrías de las vetas, no se requería relleno en la mayoría de caserones y se proyectaban diluciones aceptables para el negocio.
- Existía la posibilidad de diseñar los desarrollos horizontales en mineral, lo que resultaba en retornos de capital más tempranos.

El método aprovechó la geometría de las vetas y se construían *drifts*, esto es, túneles en mineral que recorrían la veta en distintos niveles separados por 16 metros. Los *drifts* eran contruidos con equipos Jumbo y muestreados tras cada tronadura de avance por el geólogo de producción y luego se construía un modelo de bloques de corto plazo por sectores con dicha información.

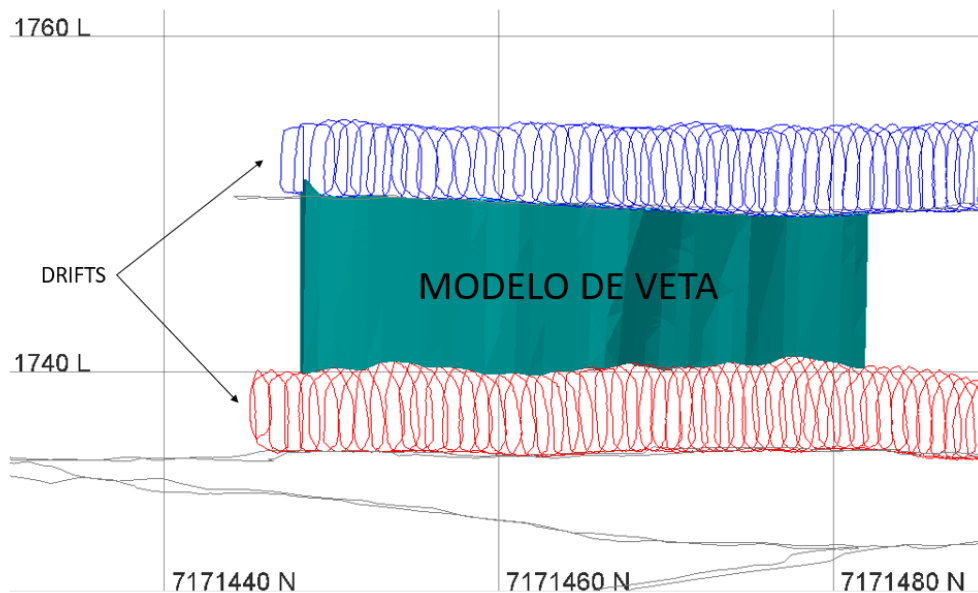


Figura 2.7: Sublevel Open Stopping utilizado en Minas Dumbo y Perseverancia.

Usando estos modelos de bloque se definían los caserones e incorporaban en el plan minero con una dilución planificada de máximo 15 %.

Una vez detenidos los *drifts*, se perforaba de forma ascendente con equipos Simba con tiros de aproximadamente 15 metros, y luego se procedía a realizar las tronaduras.

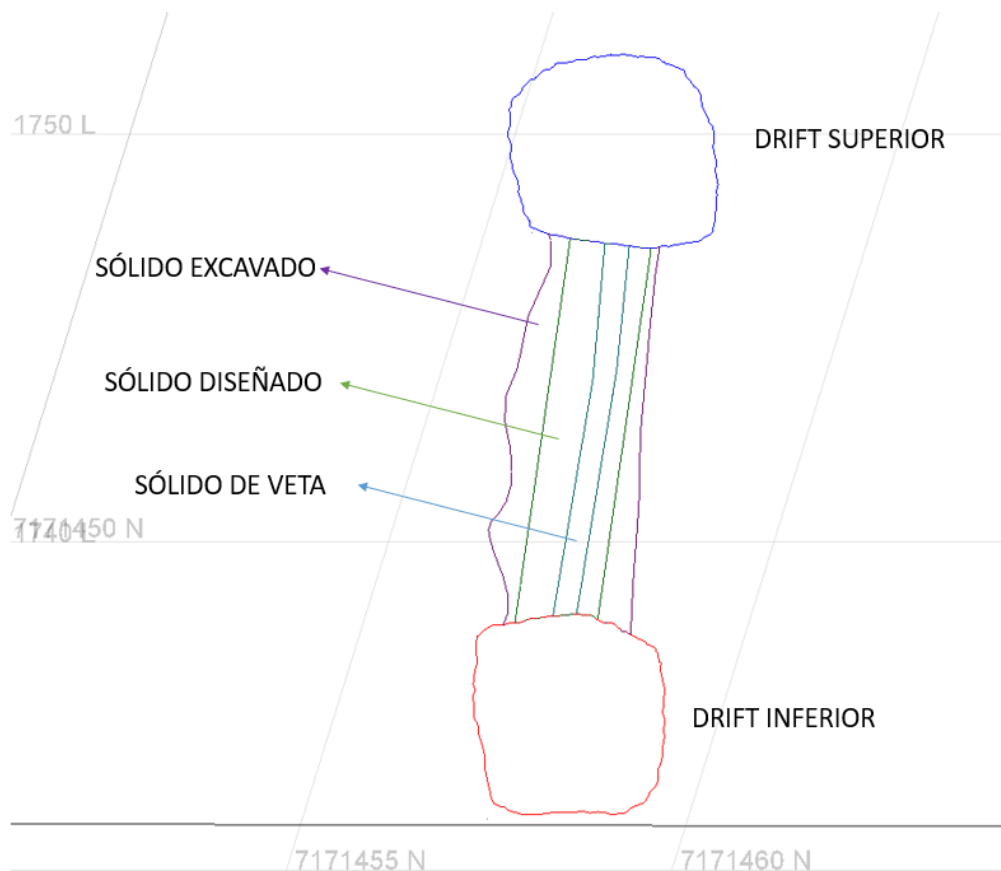


Figura 2.8: Vista de perfil de caserones en Minas Dumbo y Perseverancia.

Para la extracción se utilizaban equipos de carguío LHD de 7 yd³ y camiones de 25-30 toneladas de capacidad real.

2.4.1. Transición Cielo Abierto a Subterránea

La transición de minería por cielo abierto a subterránea debe considerar un pilar cuyo espesor entregue estabilidad suficiente para minimizar la influencia de los esfuerzos de una operación con la otra, y que a su vez maximice la recuperación de mineral (Bakhtavar et al., 2010).

Este pilar es denominado *crown pillar* y corresponde a la distancia mínima de separación entre la explotación a cielo abierto y la subterránea (Fig 2.9). Su propósito es brindar estabilidad al pit durante una eventual extracción simultánea o transición, evitar la entrada de agua desde el rajo a los caserones, entre otros. En el caso de Guanaco, la transición de rajo a subterránea no consideró este pilar, de hecho, desde el rajo se pueden observar los caserones abiertos. La justificación de esto es que, como son paquetes de vetas, al dejar un

pilar se perdería parte de la mineralización. Sin embargo, para explotar los remanentes se debe considerar este pilar ya que son recursos que están más profundos y por ende están sometidos a mayores condiciones de esfuerzos.

Para Villaescusa (2014) las dimensiones y estabilidad son función de distintos parámetros dentro de los cuales los más relevantes son: el ancho del cuerpo mineralizado, el régimen de esfuerzos, la resistencia de la roca, las prácticas de tronadura, la secuencia de extracción (ascendente o descendente), y si el sistema usará relleno.

El autor menciona una regla de dedo, en la que para cuerpos angostos (<10 m), la altura o espesor del *crown pillar* está basada en una proporción de ancho:alto de 1:1 + 5-10 metros. Mientras que si el cuerpo tiene un ancho mayor a 10 metros, la altura del pilar debe seguir la proporción 1:1 + 20-25 metros. De todas formas, Villaescusa recomienda hacer modelamiento numérico para determinar si es probable que ocurran concentraciones de esfuerzos excesivas dentro del pilar.

Según el mismo autor, una estrategia para minimizar efectos de esfuerzo y potencial sismicidad en los *crown pillars* es poner relleno cementado en el primer nivel de caserones, lo que permite minimizar la acumulación de esfuerzos en el pilar. Alternativamente, en el caso de estar mineralizado, el *crown pillar* se puede recuperar pronto en la vida útil de la mina incorporando la extracción de pequeñas porciones del mismo, por sobre la extracción de cada caserón diseñado.

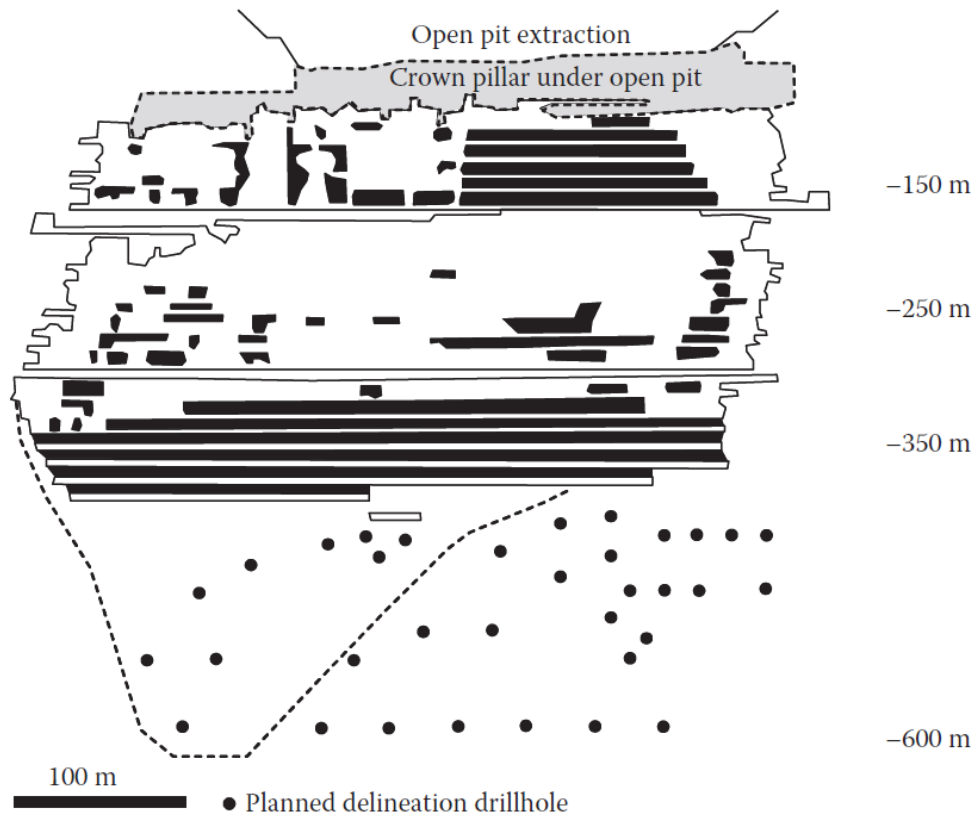


Figura 2.9: Esquema del crownpillar en la mina de oro Kundana, Australia (Villaescusa, 2014).

Por otro lado, Bakhtavar (2010) luego de realizar un análisis dimensional y modelamiento del problema con datos de distintas operaciones, propone una expresión para estimar la altura del pilar que separe una operación a cielo abierto de una subterránea cumpliendo criterios de estabilidad y también económicos:

$$t = \frac{13.22 \cdot C^{0.03} \cdot S^{0.41} \cdot h^{0.56}}{\gamma^{0.03} \cdot RMR^{0.66}} \quad (2.1)$$

donde:

- t = Espesor del crown pillar (m)
- C = Cohesión del macizo rocoso (N/m²)
- S = Span o luz máxima del caserón (m)
- h = Altura del caserón (m)
- γ = Peso específico de la roca (N/m³)
- RMR = Rock Mass Rating promedio del macizo

De todas formas, el autor menciona que la fórmula anterior es más precisa en situaciones donde el método subterráneo es de hundimiento.

2.4.2. Control de dilución

La dilución en la minería del oro es de suma relevancia, ya que es un mineral poco abundante y que generalmente no se encuentra en cuerpos masivos, sino en vetas o de forma errática, por ende es crucial tener un buen control sobre ella.

Si bien no se han encontrado antecedentes respecto a los depósitos de interés, sí se tienen respecto a Cachinalito y Amancaya, ambas minas de la compañía. Cachinalito es una mina subterránea situada en el mismo distrito y que detuvo su explotación en el mismo período que los depósitos estudiados, mientras que Amancaya es el depósito que explotan actualmente. La mineralización de Cachinalito es muy similar a la de Dumbo, Defensa y Perseverancia, a diferencia de Amancaya, donde las vetas son más angostas (1.5 metros de ancho promedio).

A continuación se muestran algunos resultados de dilución histórica en Mina Cachinalito:

Tabla 2.1: Dilución por año en Mina Cachinalito (información tomada de bases de datos de GCM).

	2013	2014	2015	2016	2017	2018	Total
Tonelaje Real (t)	136,161	238,076	218,179	321,870	133,990	66,800	1,115,076
Tonelaje Diseño (t)	92,999	195,363	165,053	314,685	119,224	56,742	944,067
Dilución (t)	43,162	42,713	53,126	7,185	14,766	10,058	171,009
Dilución (m)	2.7	1.5	1.8	1.5	1.5	1.7	1.9
Dilución (%)	46 %	35 %	46 %	25 %	27 %	33 %	40 %

Como se observa en la tabla anterior, la dilución aportó en promedio 28 kt de dilución al año, 1.9 m excavados (vs 1.5 m planificados), y un 40 % de dilución no planificada en términos

volumétricos. Lo anterior claramente afecta al negocio ya que baja la ley del mineral enviado a planta versus lo planificado, disminuyendo el ingreso por tonelada de mineral explotada.

Por otro lado la dilución no planificada ponderada del 2022 en Amancaya fue de un 21 %, ahora bien, esta se puede desglosar el indicador por sector y ver que tiene una estrecha correlación con la calidad de la roca (Tabla 2.2).

Tabla 2.2: Relación entre dilución no planificada y calidad de roca según sector en Mina Amancaya (información tomada de bases de datos de GCM).

Sector	Dilución NP (%)	RMR	Q Barton	GSI	Calidad
Norte	9.2	55	6.1	47.8	Regular-Buena
Central	23.1	58	7.1	46.6	Regular-Buena
Sur	32.0	51	5.3	44.4	Regular-Mala

Como se observa, en el sector sur la dilución no planificada es mayor, y es justamente donde la calidad de la roca es peor en términos geotécnicos, caracterizada por zonas de alta argilización y percolación de niveles superiores.

Otro punto relevante es que los diagramas de tronadura no se suelen ajustar según el sector y su calidad de roca, esto quiere decir que el factor de carga utilizado en las tronaduras de producción es muy similar independiente del sector de la mina.

Para completar el análisis de la dilución, en Amancaya se realizaron 9.306 metros de re-perforación en 2022, que corresponden a un 12.3% de los metros verticales perforados en el año. Las re-perforaciones se realizan cuando el burden es muy alto para realizar tronaduras de producción efectivas, es decir, cuando la calidad de perforación fue mala y hay que añadir tiros adicionales para corregirla o apoyar el proceso de tronadura.

En resumen, y extrapolando al proyecto en evaluación, los 3 factores que más afectan a la dilución en la compañía son: 1) la desviación de la perforación vertical, 2) el poco ajuste de las tronaduras de producción según la calidad de la roca del sector (por ejemplo el factor de carga) y 3) la calidad de roca de cada sector de la mina.

Para Villaescusa (2014), los parámetros que más afectan a la dilución en un Sublevel Open Stopping son:

- Delineación del cuerpo mineralizado: baja cantidad de sondajes, errores en decisiones respecto a ley de corte, escasez de información geotécnica.
- Diseño y secuenciamiento: diseño de caserones deficiente, secuenciamiento de caserones deficiente, falta de asesoramiento económico.
- Desarrollo de los caserones: control geológico débil durante la explotación, estándares de fortificación inapropiados.
- Perforación y tronadura: marcación de pozos deficiente e inexacta; posicionamiento, collares y perforaciones desviados; elección incorrecta de tipos de explosivos y secuenciamiento de tronadura.

- Etapas de producción: dejar mineral dentro de los caserones, mala gestión del estéril.
- Gestión minera: planificación con poco tiempo, falta de liderazgo y visión, rendimiento basado en indicadores de cantidad (toneladas) y no de calidad (ley, onza).

Por otro lado, los impactos más relevantes que tiene la dilución son:

- Ingresos: la dilución implica que se está extrayendo mineral fuera del diseño o de la envolvente económica, por ende si se alimenta la planta con la dilución incluida, la ley de alimentación disminuirá y por ende los ingresos o el margen asociado a un mismo tonelaje serán menores. Un ejemplo de esto se puede observar en la siguiente figura (Fig. 2.10).

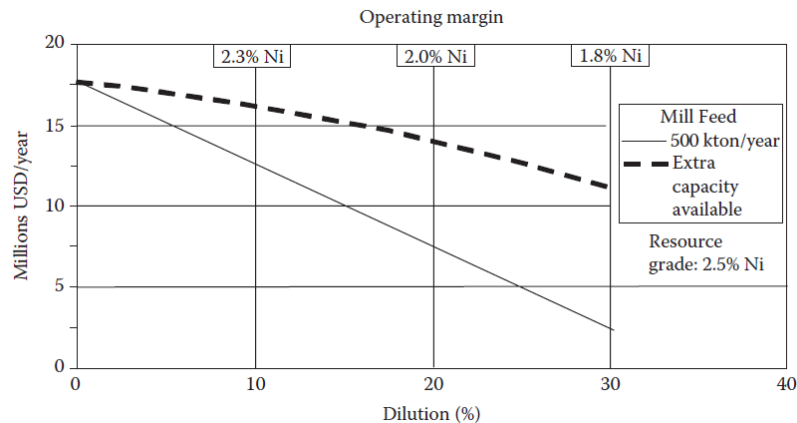


Figura 2.10: Efecto de la dilución en las utilidades, Minas Outokumpu (Lappalainen y Pitkajarvi, 1996).

- Costos: la dilución se traduce en un mayor tonelaje que cargar, transportar, chancar, procesar y almacenar. Por ende, los costos operacionales y de procesamiento aumentan. Un ejemplo de esto se ve ilustrado en la siguiente figura (Fig. 2.11).

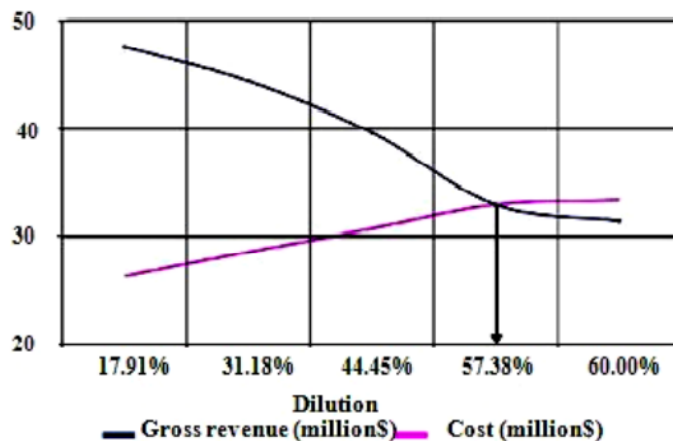


Figura 2.11: Efecto de la dilución en los costos y utilidades de una compañía minera, Mina Kazansi (Mutambo, 2021).

Finalmente, Villaescusa muestra algunos problemas típicos -relacionados a la dilución- del Sublevel Open Stopping, y sus posibles medidas correctivas o preventivas (Tabla 2.3).

Tabla 2.3: Potenciales problemas y soluciones típicos del método Sublevel Open Stopping (Villaescusa, 2014).

Área	Potencial problema	Potencial solución
Caracterización del macizo	Diseño inestable	Back-análisis a caserones previamente explotados
	Información insuficiente	Realizar más mapeo geológico
	Discontinuidades intersectan paredes de los caserones	Considerar en la secuencia de tronadura y reforzar con pernos y/o cables
Diseño de caserones	Diseño predefinido	Mejorar trabajo de preparación y el uso de las bases de datos de rendimientos de caserones previos
	Tonelaje y ley no coinciden con el diseño	Mejorar interpretación geológica
	Acceso al caserón no está en la ubicación apropiada	Mejorar planificación
	Excesivo desarrollo en estéril	Optimizar el diseño de los bloques
	Operadores no siguen el diseño	Chequeo en sector y control de calidad, mejorar comunicación con los operadores
Perforación y Tronadura	Desviación excesiva de perforaciones	Mejorar habilidades de los operadores, revisar desviación pozo a pozo
	No seguir el diseño	Supervisión eficiente
	No perforar hasta la profundidad requerida	Revisar secuenciamiento de tronadura
	Malfuncionamiento de explosivos	Usar software para simular y modelar tronaduras
	Areas de bajo o algo factor de carga	
	Caída de paredes de caserones	Utilizar un diseño y secuenciamiento menos agresivo

2.5. Procesamiento del mineral

El mineral proveniente de las minas se sometía a un procesamiento en común, independiente de la naturaleza del mismo:

- Chancado: la primera etapa del procesamiento consiste en un circuito de chancado en 3 etapas, con una alimentación (F80) de 10" y un producto final (P80) de 5,3 mm.

Las etapas posteriores diferían en función del contenido de oro y plata del mineral.

2.5.1. ADR

Este método consta de 3 etapas: adsorción, desorción y recuperación, de ahí sus siglas. Las etapas se explican a continuación:

- Lixiviación en pilas: el mineral chancado se depositaba en pilas con alturas de piso de 3 metros, donde se procedía a regar con solución cianurada por un período de entre 60 y 120 días para generar un PLS.

- Adsorción: el PLS se moviliza por gravedad a través de 5 columnas con carbón activado, el cual retiene las partículas de metal. La solución que sale de la quinta columna se denomina *barren* y se recircula con cianuro a las pilas de lixiviación.
- Desorción: en este circuito el carbón es lavado con ácido, y luego se lleva a una columna de elución, donde se utiliza una solución de cianuro para remover los metales del carbón activado y producir otro PLS con mayores contenidos de oro y plata. Esto se lleva a un tanque de electrolito. Por otro lado, el carbón activado es regenerado en un horno y reutilizado en el proceso de adsorción.
- Electroobtención: la solución del tanque de electrolito es bombeada hacia un circuito de electro obtención, donde 3 celdas operan en paralelo. Los metales son removidos y recuperados en cátodos de acero.
- Refinería: el lodo de los cátodos que contiene los metales es removido con un lavado a alta presión, el que luego es secado y fundido en un horno de inducción para finalmente producir barras de metal doré.

El proceso se puede observar en el siguiente diagrama (Fig. 2.12):

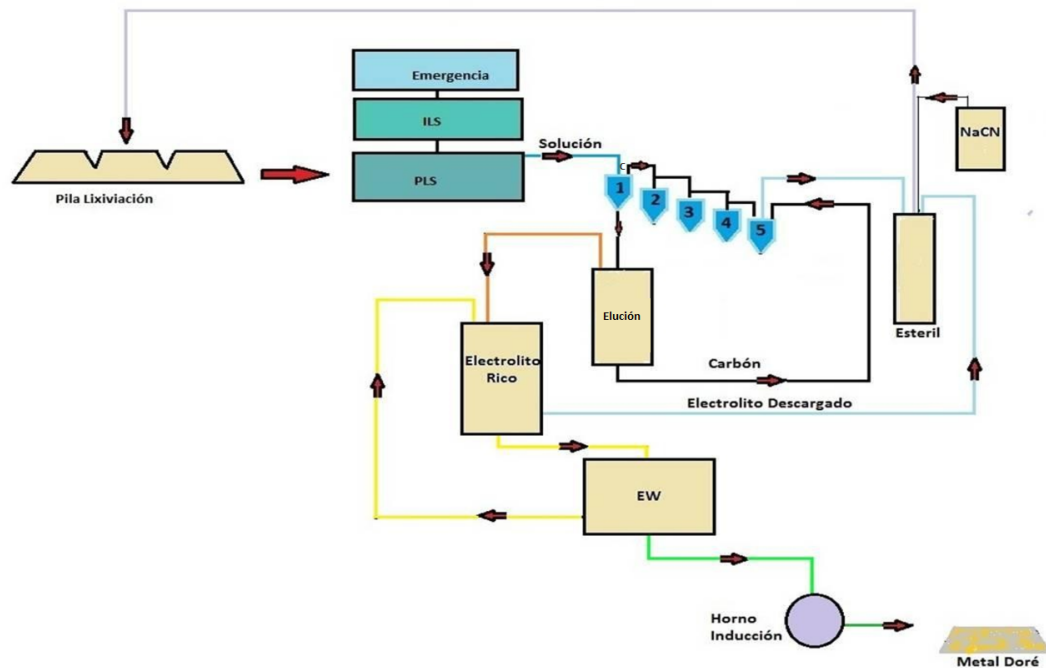


Figura 2.12: Flowsheet ADR Guanaco.

La planta ADR tenía una capacidad de aproximadamente 400 m³/h. Este método era utilizado principalmente cuando el mineral tenía bajo contenido de plata. El fundamento de esto es que el carbón tiene una capacidad de adsorción de aproximadamente 4 kg de metal por tonelada de carbón. En algunos sectores de las minas, el mineral tenía una ley media de 6 g/t Au y 120 g/t Ag, por lo tanto el carbón adsorbía principalmente plata y se perdía gran parte del oro.

Por lo anterior, en los casos donde el contenido de plata era alto, se optaba por utilizar el otro proceso del que disponían en la planta: Merrill Crowe.

2.5.2. Merrill Crowe

El mineral proveniente de los depósitos, luego de ser chancado, era alimentado a un circuito de molindas compuesto por un molino de bolas, el cual descargaba la pulpa de forma gravitacional al cajón de descarga, donde se le agregaba agua de dilución para mantener una densidad constante a la batería de ciclones. El rebose de la batería de ciclones alimentaba gravitacionalmente al espesador de molienda. Por otra parte, la descarga de la batería de ciclones era retornado al molino como carga circulante.

La pulpa proveniente del espesador de molienda alimentaba el primer estanque de lixiviación, donde se adicionaba el cianuro y oxígeno para la disolución del oro y la plata. La pulpa fluía por gravedad a través de la canaleta de distribución hacia los siguientes estanques de lixiviación.

La pulpa lixiviada se lavaba parcialmente en un circuito de decantación en contracorriente (CCD) consistente en tres espesadores que producen separación de sólidos y líquidos. La solución rica generada en el rebose del espesador CCD1 se enviaba a los filtros clarificadores, donde se removía cualquier partícula sólida presente en el líquido. La descarga de los clarificadores alimentaba directamente la torre de des-aireación, donde se removía el oxígeno disuelto en solución llegando a valores inferiores a 1 ppm. La descarga de la torre de des-aireación se enviaba hacia los filtros de precipitado, donde se añadía una solución de polvo de Zinc. Una vez completado el ciclo de filtración de precipitado Merrill Crowe, el filtro es descargado y enviado al horno de secado.

El precipitado de Oro y Plata producido usando precipitación con Zinc se secaba en un horno eléctrico y se fundía en el mismo horno de inducción utilizado en el proceso ADR, obteniendo barras de metal doré.

Respecto al relave, este se filtraba en tres filtros prensa, los cuales contemplaban dos etapas de lavado, una con solución estéril y otra con agua fresca, esta última para reducir el contenido de cianuro del queque filtrado, obteniendo sólidos finales con sólo 14 % de humedad y con bajos contenidos de oro, plata y cianuro. Posteriormente, el queque filtrado se descargaba en el depósito de relaves con una capacidad de almacenamiento de aproximadamente 4.1 Mt.

Este proceso se sigue utilizando cuando la mena tiene alto contenido de plata, ya que no depende de la capacidad extractiva del carbón.

El proceso se puede observar en el siguiente diagrama (Fig. 2.13):

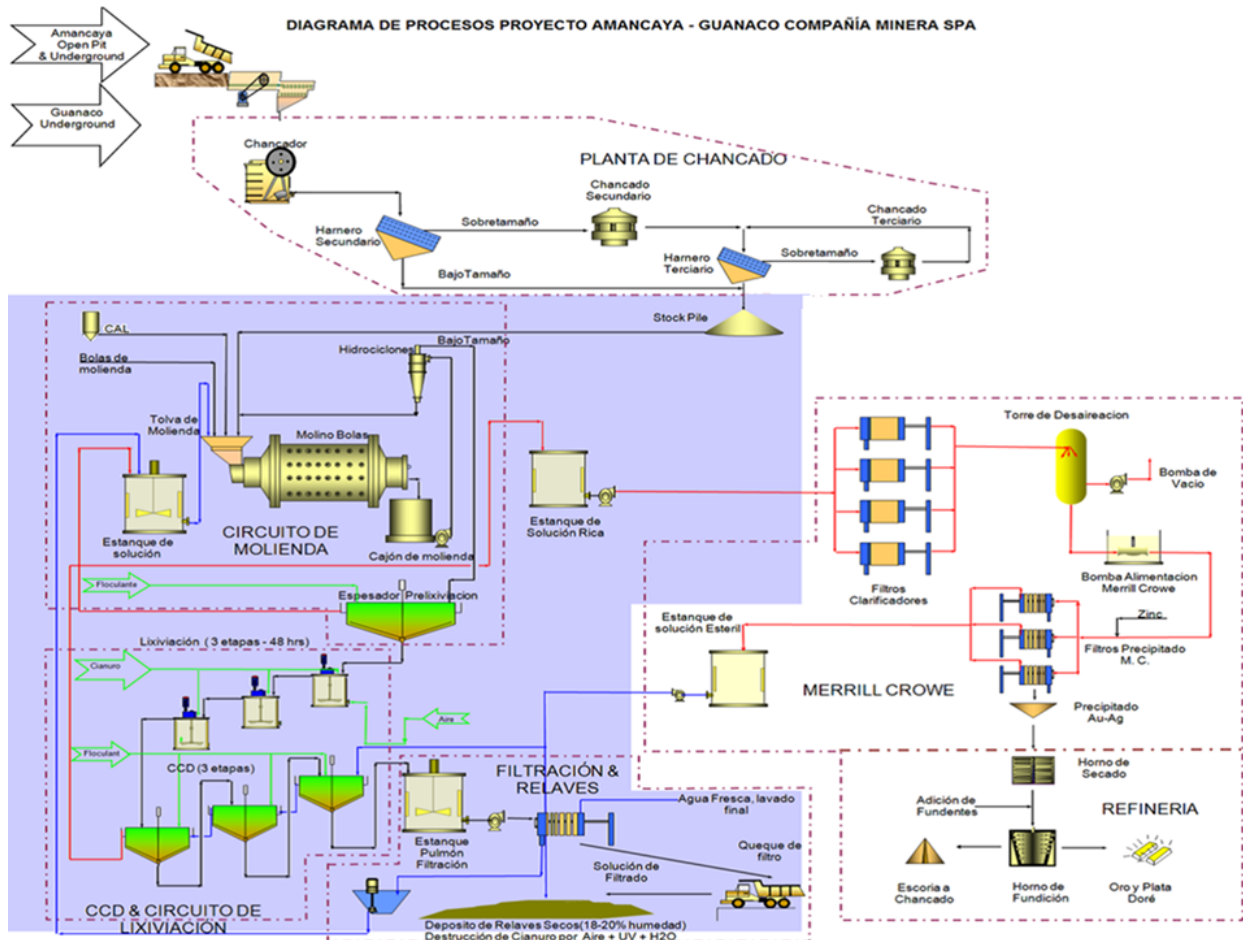


Figura 2.13: Flowsheet Merrill Crowe Guanaco.

2.5.3. Influencia del cobre en la extracción de oro

Está ampliamente documentado el efecto negativo que tiene el cobre en la extracción de oro (Nguyen y Wong, 1997; Gasparrini, 1984; Deschenes y Prud'homme, 1997), incompatibilizando los procesos (extracción de ambos metales) si se busca una alta eficiencia en términos de recuperación, velocidad de reacción, entre otros parámetros.

Las siguientes figuras muestran el efecto que tienen distintos contenidos de cobre en la extracción de oro (Fig. 2.14) y en el consumo de cianuro (Fig. 2.15).

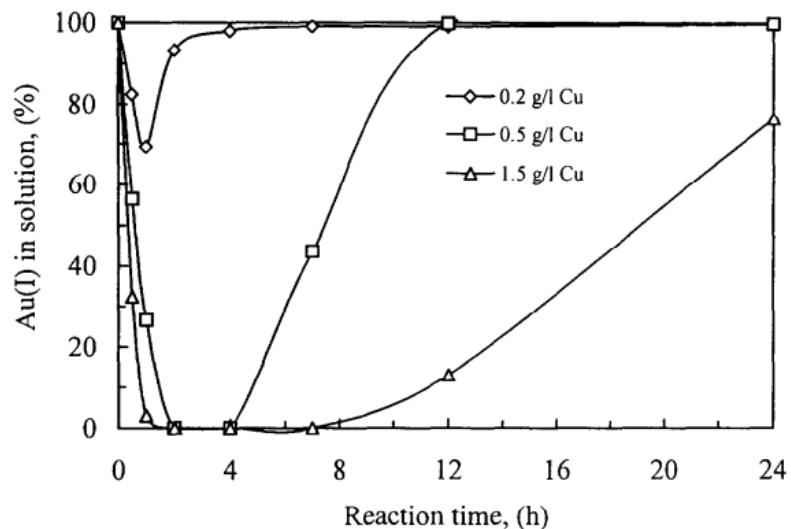


Figura 2.14: Efecto al variar el contenido de cobre (-53 +45pm) en la extracción de oro con pH 11, 25°C, 20 mg/L Au y 1000 mg/L NaCN (Nguyen y Wong, 1997).

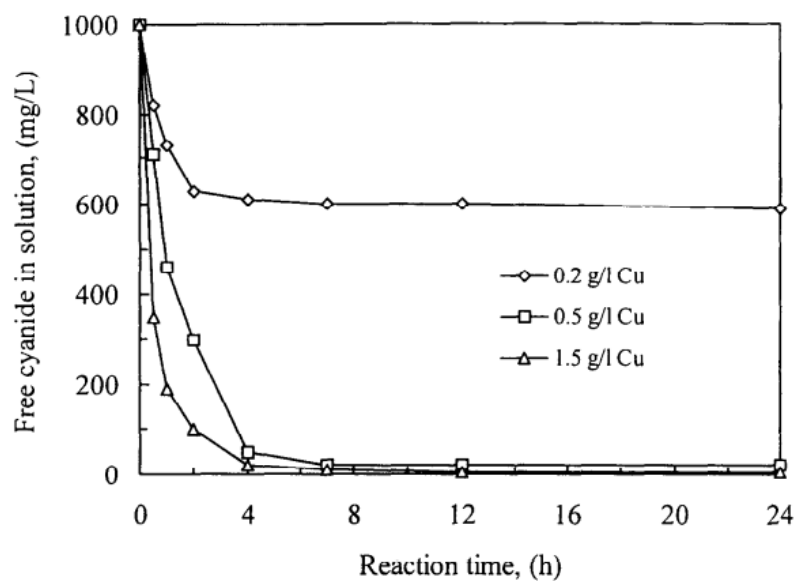


Figura 2.15: Efecto al variar el contenido de cobre (-53+45pm) en el cianuro libre en solución con pH 11, 25°C, 20 mg/L Au y 1000 mg/L NaCN (Nguyen y Wong, 1997).

Si bien los resultados corresponden a experimentos de laboratorio con cobre puro (metálico, no mineral), se pueden extrapolar y extraer las siguientes conclusiones -que además es precisamente la situación que ocurría en la planta de procesamiento de Guanaco-:

- A mayor contenido de cobre en el sistema, la recuperación de oro es menor y más lenta.
- A mayor contenido de cobre en el sistema, el consumo de cianuro es mayor, y por ende queda menos cianuro libre en solución para extraer el oro. En consecuencia, si bien el

cianuro no es de los reactivos más costosos, inevitablemente el costo de procesamiento aumenta.

Es relevante mencionar que los efectos difieren dependiendo de si se trata de sulfuros u óxidos de cobre, siendo en general los óxidos los que tienen mayores efectos, dado que son más solubles en cianuro que los sulfuros (Tabla 2.4). De este último grupo, tanto la calcosina como la bornita se solubilizan bajo condiciones normales de cianuración, causando consumo excesivo de cianuro por la posibilidad de que el cobre sea acomplejado formando $\text{Cu}(\text{CN})_2^-$, $\text{Cu}(\text{CN})_4^{3-}$ o $\text{Cu}(\text{CN})_3^-$, siendo este último el complejo más común (Rojas y Bustamante, 2007).

Tabla 2.4: Solubilidad de minerales de Cu en soluciones 0,1 % NaCN (Marsden y Iain, 1992).

Mineral	Fórmula química	Porcentaje total de Cu disuelto	
		T = 23 °C	T = 45 °C
Azurita	$2\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu}(\text{OH})_2$	94,5	100,0
Malaquita	$\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu}(\text{OH})_2$	90,2	100,0
Calcocita	Cu_2S	90,2	100,0
Cobre Metálico	Cu	90,0	100,0
Cuprita	Cu_2O	85,5	100,0
Bornita	$\text{FeS} \cdot 2\text{Cu}_2\text{S} \cdot \text{CuS}$	70,0	100,0
Enargita	$3\text{CuS} \cdot \text{As}_2\text{S}_5$	65,8	75,1
Tetrahedrita	$4\text{Cu}_2\text{S} \cdot \text{Sb}_2\text{S}_3$	21,9	43,7
Crisocola	CuSiO_3	11,8	15,7
Calcopirita	CuFeS_2	5,6	8,2

Dados estos antecedentes, el procesamiento del oro por sí solo dejó de ser rentable, ya que la mena tenía cada vez mayores contenidos de cobre en forma de óxidos y sulfuros, lo que disminuía y ralentizaba la recuperación a la vez que aumentaba los costos de procesamiento.

De esta forma, para recuperar el mineral remanente hay que plantear y evaluar un procesamiento distinto, ya que con el actual no es posible hacerlo de forma eficiente técnica y económicamente. O bien, evaluar solo aquellos remanentes que tengan bajas concentraciones de cobre y que justifiquen su explotación.

2.5.4. Flotación de cobre - oro

El método para la recuperación de oro depende de la naturaleza del depósito, la mineralogía de la mena y la distribución del oro en la misma. La flotación es una técnica ampliamente utilizada para recuperar oro desde mineral de cobre con contenido de oro, minerales de metales base, minerales de cobre - níquel, minerales del grupo del platino, entre otros donde los demás procesos clásicos no son aplicables, como la concentración gravitacional, los métodos hidrometalúrgicos (lixiviación en pilas, cianuración, CIP, CIL, autoclave, etc.), entre otros.

La flotación también es utilizada para remover impurezas previas a un tratamiento metalúrgico, y es considerada como el método más costo-efectivo para recuperar oro (Bulatovic, 2010).

Durante la flotación de minerales sulfurados con contenido de oro, el énfasis es generalmente en la producción de concentrados de los metales base, y la recuperación de oro se vuelve

algo secundario. En algunos casos sin embargo, cuando el contenido de oro es significativo, este se puede recuperar desde los relaves provenientes del procesamiento del metal base.

La flotación de estos minerales está clasificada según el tipo, por ejemplo, mineral de oro, mineral de oro - cobre, mineral de oro antimonio, etc., esto porque los métodos de flotación utilizada es considerablemente distinta dependiendo del tipo de mineral. En el caso de Guanaco, a priori los minerales serían de oro (cuando tienen bajo contenido de cobre), y de oro - cobre (cuando el contenido de cobre es alto).

Los factores que más afectan la flotabilidad son la afinidad del tipo de mineral con el contenido de oxígeno, el tipo de modificador y el pH.

Para este estudio hay un tipo de flotación pertinente, la “flotación de minerales de cobre con contenido de oro”. Si bien el nombre confunde porque suena a que el cobre fuera el producto principal cuando no lo es, es correcto ya que el contenido de cobre del mineral remanente es en muchas ocasiones mayor al de oro, lo cual no significa que el oro deje de ser el producto principal de la compañía.

La literatura indica que la flotabilidad de los minerales de oro - cobre depende fuertemente de la naturaleza y ocurrencia del oro en ellos, y de su asociación con sulfuros de hierro como la pirita, marcasita, entre otros en los que está presente en forma de inclusiones. Por ende, el contenido de sulfuro de hierro determina en gran parte la recuperación de oro en el concentrado final. La siguiente figura (Fig. 2.16) muestra la relación entre el contenido de pirita de la mena y la recuperación de oro en el concentrado para dos tipos de minerales. Se puede observar claramente que a mayor contenido de pirita disminuye la recuperación de oro.

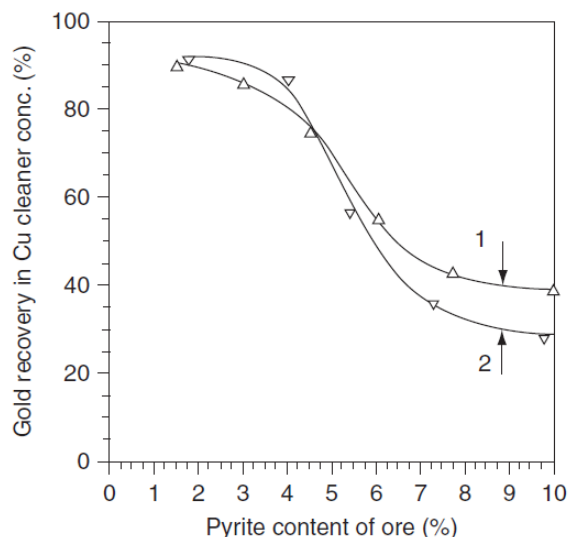


Figura 2.16: Efecto del contenido de pirita en la recuperación de oro en un concentrado de oro-cobre (1: mineral de Perú, 2: mineral de Indonesia) (Bulatovic, 2010).

Con el tiempo se han desarrollado distintos procesos comerciales para la recuperación de oro desde mineral de cobre-oro de pórfidos, y se han enfocado principalmente en una flotación

masiva de todos los sulfuros, seguida de una remolienda del concentrado y flotación secuencial del cobre-oro de la pirita. El proceso puede incorporar además etapas de acondicionamiento de alta intensidad en celdas *cleaner* y *scavenger* (Fig. 2.17) y ha mostrado recuperaciones de oro mayores que la flotación convencional.

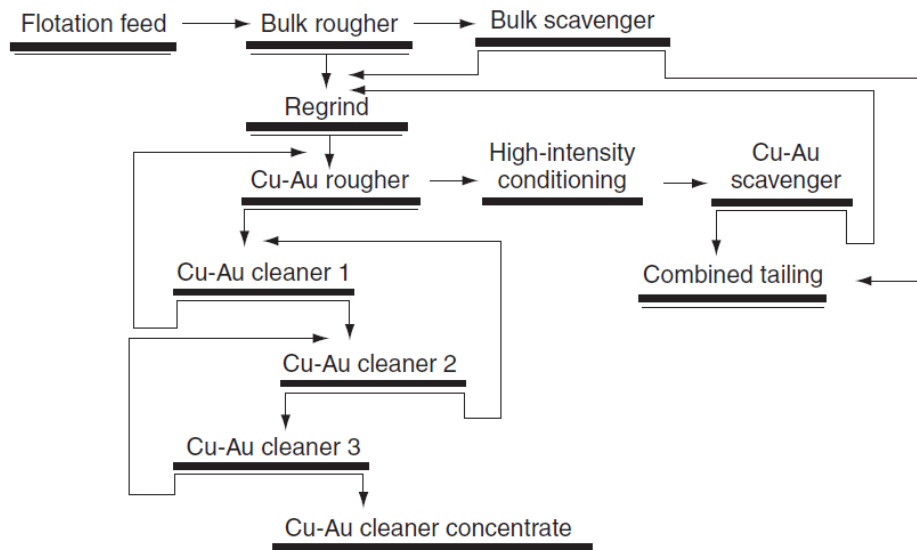


Figura 2.17: Flowsheet tratamiento de mineral de cobre-oro pirítico (Bulatovic, 1997).

Chacón et al. (2005) llevaron a cabo un estudio de concentración por flotación de menas de oro-cobre con contenidos de entre 4.5 y 7 g/t de Au y entre 0.3 y 0.5 % de Cu, leyes relativamente similares a las del mineral de Guanaco, en el que buscaba el colector que maximizara la recuperación de cobre y limitara la del arsénico. Los autores concluyeron que, de los colectores probados, el más conveniente para obtener concentrados con elevadas recuperaciones de cobre y bajas recuperaciones de arsénico es aquel que contenga como componente principal el Ditiofosfato, con una dosis menor a 10 g/t. Los ensayos realizados en la planta con el ditiofosfato comercial dieron buenos resultados, con recuperaciones de arsénico inferiores al 5 % en el concentrado y leyes de cobre mayores a 18 %. Fuera de esto, los autores no reportan recuperaciones de oro, sólo de cobre y arsénico.

Bobozoda et al. (2017) hicieron pruebas a mineral con contenidos de 0.45–0.77 %Cu, 1.2–1.85 % As y 4.6–6.2 g/t Au, provenientes de un depósito principalmente de sulfuros donde los minerales de mena más presentes eran pirita, calcopirita y arsenopirita. El objetivo de los autores era elaborar un *flowsheet* para procesar los concentrados de cobre, arsénico y oro de la operación. Los autores propusieron una oxidación en autoclave, ya que permitía extraer el cobre hacia la solución, oxidar los sulfuros y recuperar el oro fino disperso. Prontamente los investigadores se dieron cuenta de que a temperaturas mayores a 110°C se generaba sulfato de calcio (en forma de yeso) que tapaba tuberías y otras partes del autoclave, por ende limitaron la temperatura de la oxidación a $95 \pm 10^\circ\text{C}$.

Luego, los autores propusieron un tratamiento alcalino del queque del autoclave para transferir los sulfuros residuales a un estado inerte de tal forma que no influyan en la cinética de la cianuración posterior, evitando que interactúe con el cianuro. Luego de esta operación,

la pulpa era cianurada.

Los investigadores luego compararon recuperaciones de oro y consumos de cianuro con y sin tratamiento alcalino, y dependiendo del tamaño de partícula, los resultados se observan en la siguiente tabla (Tabla 2.5).

Tabla 2.5: Resultados del procesamiento de minerales con tratamiento alcalino (Bobozoda et al., 2017).

Size, mm	AO cake treatment flowsheet	Au content, g/t		Au recovery, %	NaCN consumption, kg/t	Notes
		In AO cake	In tailings			
-0.074	No treatment	79.8	50.4	38	9.7	AO cakes after 7 h (Table 4)
	Treatment under atmospheric pressure	82.1	57.3	31	10.4	
	Alkali treatment under atmospheric pressure	80.4	13.0	84	4.4	
-0.020	No treatment	86.3	41.4	53	9.0	AO cakes after 4 h (Table 4)
	Treatment under atmospheric pressure	88.7	66.8	26	8.5	
	Alkali treatment under atmospheric pressure	87.2	3.5	96	4.6	

Finalmente, con esto concluyen que cuando la oxidación en autoclave se realiza con partículas finas, por cerca de 4 horas y a una temperatura no mayor a 110°C, y además es seguida de un tratamiento alcalino con CaO a presión atmosférica por 8 horas, la recuperación de oro se maximiza y el consumo de cianuro se minimiza (96 % y 4.6 kg/t respectivamente para el caso de estudio).

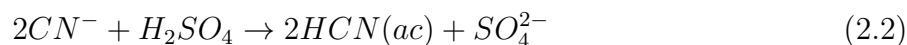
2.5.5. Proceso SART

La tecnología SART se ha convertido en el proceso más utilizado para la recuperación de cianuro en las plantas de cianuración de oro (Estay et al, 2020). De hecho, en los últimos 15 años han entrado en operación 7 plantas de forma exitosa en distintas minas de oro como Yanacocha (Guzman, 2009), Maricunga (Ford, 2008), entre otras.

El proceso fue diseñado inicialmente para regenerar cianuro y recuperar cobre de soluciones de lixiviación de minerales de oro, y su nombre hace referencia a las siglas en inglés de las operaciones unitarias del proceso: sulfidización (S), acidificación (A), recirculación de cianuro (R), y espesamiento del precipitado de cobre (T, “thickening”).

Estay (2008) presentó en un artículo el potencial de aplicación de esta tecnología para yacimientos de oro con contenidos importantes de cobre, posibilitando la incorporación de estos minerales al negocio como reservas económicas al optimizar la recuperación de oro y reducir en forma importante los costos de operación.

En proceso se basa en las siguientes dos reacciones químicas, y su flowsheet típico se ve en la Figura 2.18:



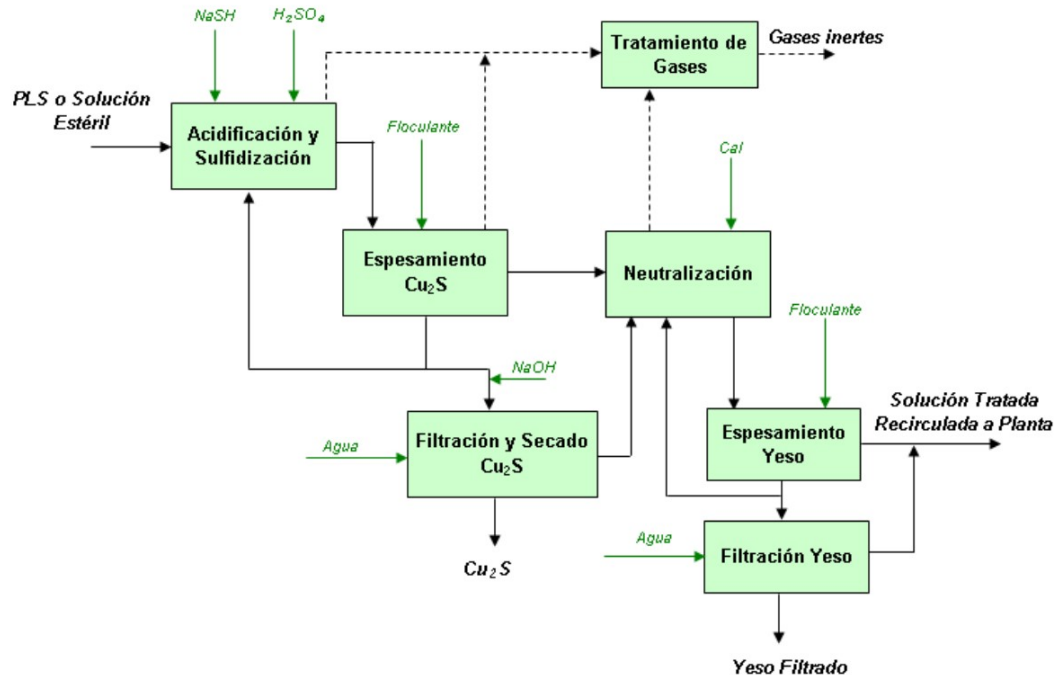
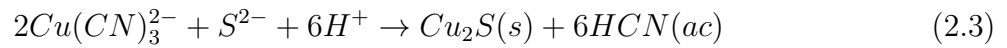
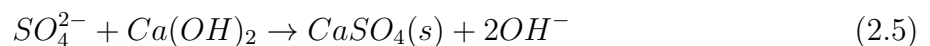
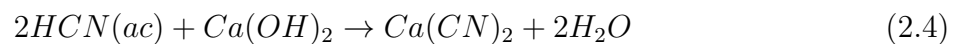


Figura 2.18: Flowsheet Proceso SART (Estay, 2008).

La acidificación de la solución permite el rompimiento de los complejos metálicos de cianuro débiles, es decir, complejos con metales como Cu, Zn, entre otros. Por otra parte, la adición de NaSH permite la precipitación de iones metálicos disueltos como sulfuros metálicos, en este caso, como Cu_2S . La eficiencia de precipitación de Cu esperada es de 80-90 %, con un contenido de Cu en el precipitado de 65-70 %.

Los sólidos generados en el reactor de precipitación son retirados mediante sucesivas etapas de espesamiento, filtración y secado. Una fracción restante, ingresa a una etapa de filtración y lavado seguida de secado para producir finalmente Cu_2S con un contenido de humedad de 10 % para ser comercializado.

La solución clarificada de rebose del espesador unida a la solución filtrada, es enviada aun reactor de neutralización, donde se adiciona cal hasta pH 11. La neutralización con cal produce la conversión del HCN disuelto en cianuro de calcio ($Ca(CN)_2$) y la precipitación de yeso, que de igual forma debe ser separado del proceso mediante etapas sucesivas de espesamiento y filtrado.



La solución de rebose del espesador de yeso en conjunto con la solución filtrada constituye

la solución final del proceso SART, la que se recircula al sistema de soluciones de lixiviación con todo su contenido de cianuro como cianuro de calcio, que para los efectos de la disolución de oro es equivalente a cianuro libre. El queque de filtración de yeso, luego de ser filtrado y lavado, es descartado apropiadamente.

La siguiente figura esquematiza la forma en que se inserta una planta SART en una planta de lixiviación en pilas, para tratar una fracción de la solución rica.

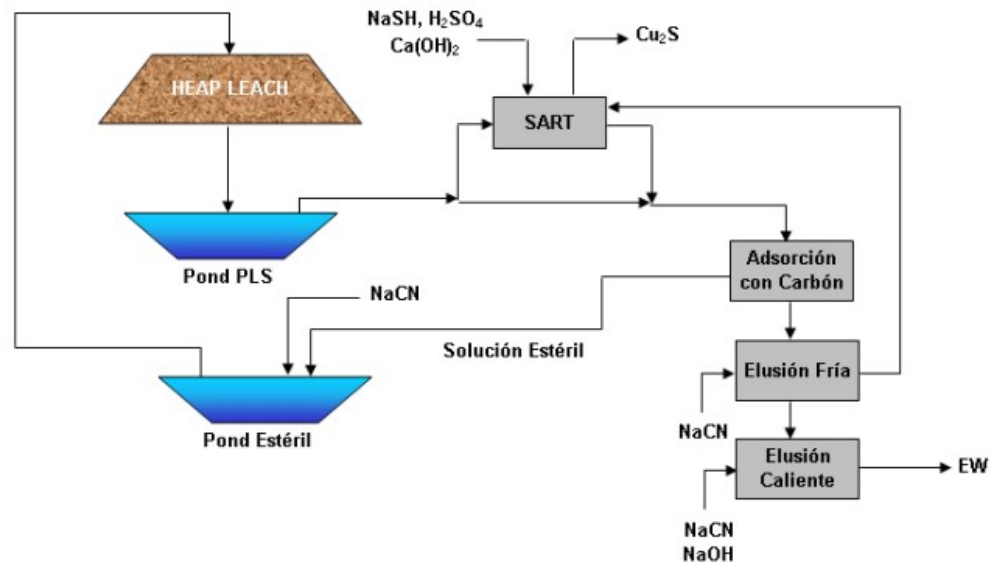


Figura 2.19: Tratamiento PLS en planta SART (Estay et al., 2008).

La solución tratada se une a la fracción de PLS no tratado, para ser enviada a las columnas de carbón y continuar con el proceso normal de recuperación de oro.

La ventaja de aplicar la planta SART para tratar soluciones PLS radica en la posibilidad de aumentar el contenido de cianuro en la solución que se alimenta a la etapa de adsorción de oro con carbón. De este modo se favorece la formación de complejos de cobre más estables que no son extraídos en el carbón.

Estay et al. (2008) toma un caso hipotético y cuantifica resultados que se tendrían a nivel técnico y económico. Para el caso de una planta de lixiviación que trata 10 ktpd de mineral en pilas, con una ley de 0.1 % Cu y que presenta un 40 % de disolución obtuvo los siguientes resultados:

Variación [Cu] Respecto a Tamaño Planta SART

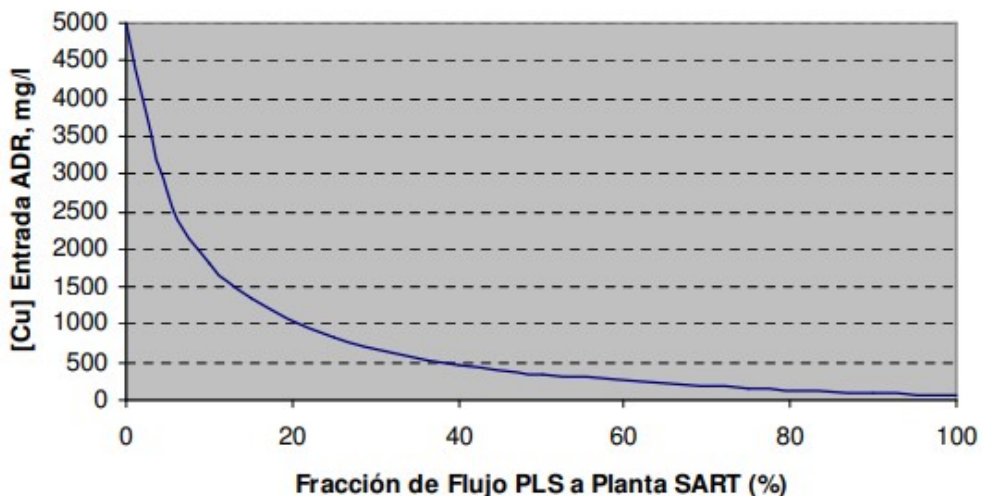


Figura 2.20: [Cu] en PLS a ADR vs fracción PLS tratado en SART (Estay, 2008).

Se observa (Figura 2.20) que una planta SART diseñada para tratar una fracción de aproximadamente el 40 % del PLS (equivalente en este caso a 250 m³/h) permite reducir la concentración de cobre que entra a ADR a 500 ppm, que es justamente el límite máximo recomendado para no afectar la eficiencia de adsorción de oro en carbón.

%Ahorro NaCN Fresco Respecto a Tamaño Planta SART

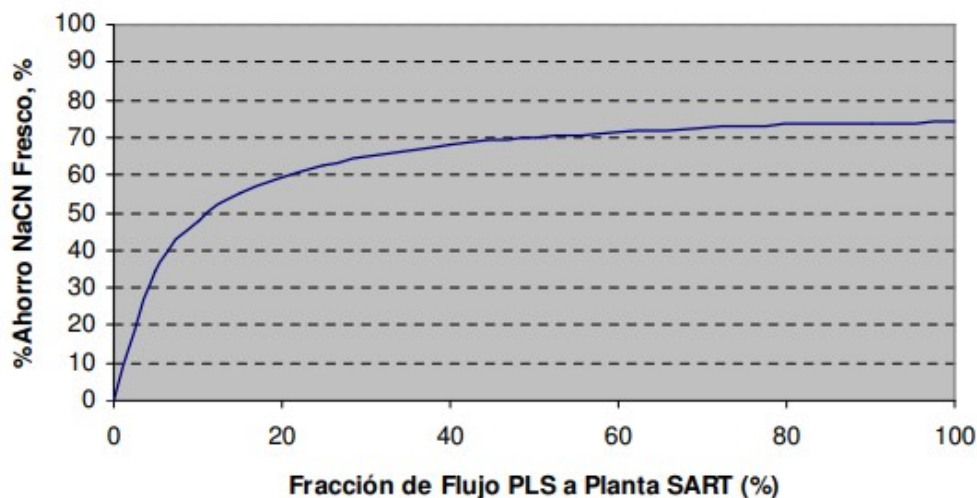


Figura 2.21: Ahorro de NaCN Fresco vs fracción PLS tratado en SART (Estay et al., 2008).

Por otro lado, los resultados (Figura 2.21) indican que el ahorro de cianuro fresco llega hasta aproximadamente un 70 % cuando se trata el 40 % del flujo de PLS en una planta SART, para luego mantenerse casi constante. Esto implica directamente una disminución de

los costos de operación de la planta.

Otro aspecto relevante que estudiaron los autores fue el efecto de la ley de Cu, que para el ejemplo tomado (ley 0.1 % Cu en mineral), se necesitaría una planta SART para el 20 % del flujo del PLS para limitar el contenido que entra a ADR a 500 mg/l (Figura 2.22).

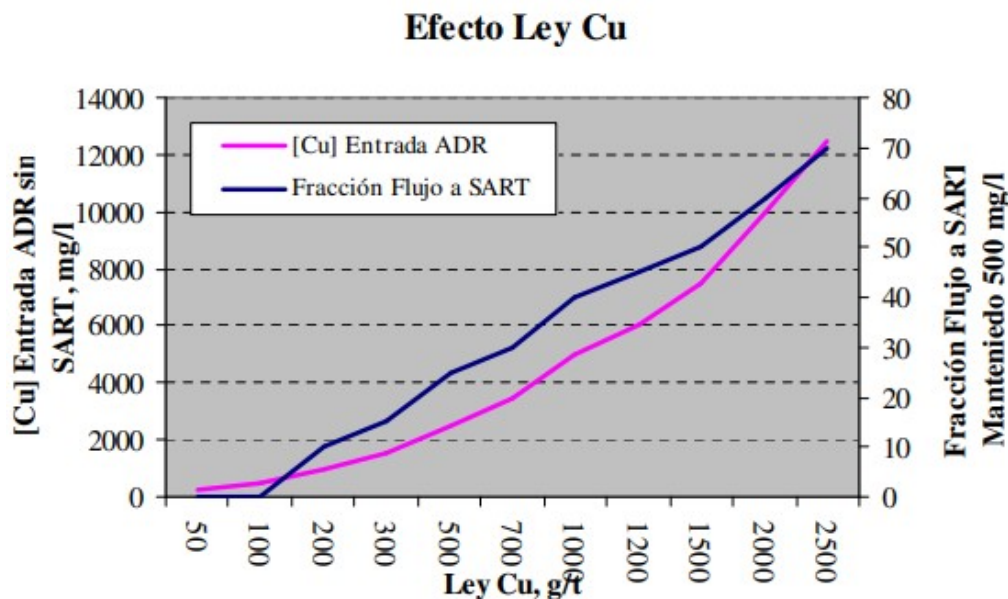


Figura 2.22: Ley de Cu en Mineral y Tamaño de Planta SART para mantener bajo 500 mg/l Cu en ADR. (Estay et al., 2008).

En cuanto a aspectos económicos, al incluir una planta SART se pueden percibir ingresos que corresponden a la venta del precipitado de cobre como concentrado, y al crédito por el ahorro de cianuro fresco en la planta. Asimismo, los costos de operación de la planta están determinados por el consumo de reactivos como H_2SO_4 , NaSH y cal, además de energía eléctrica y costos fijos como mantenimiento y remuneraciones. Algunos de los reportados en la literatura son 1.1 US\$/m³ (Ford et al., 2008), 1.15 US\$/m³ (Estay et al., 2008) y 0.4 US\$/m³ (Adams et al., 2008).

Respecto a la inversión, esta depende de factores locales, pero a pesar de esto, hay varias estimaciones de autores y datos reales que se pueden tomar en consideración. El rango de estimaciones que se encuentra en la literatura es bastante amplio: 30 kUS\$/(m³/h) (Estay et al., 2008), 31-61 kUS\$/(m³/h) (Stewart y Kappes, 2012), 35.7 kUS\$/(m³/h) (Sanguinetti et al., 2017). Mientras que los datos reales indican que en Maricunga el costo de capital fue de 106.7 kUS\$/(m³/h), y que en Yanacocha fue de 7.2 kUS\$/(m³/h).

Sobresale bastante la inversión en Maricunga, y esta fue debido a que se necesitaron sistemas de ventilación y calefacción dada la altura a la que se encuentra la operación (4500 m.s.n.m.). Por otro lado, el bajo costo de capital de Yanacocha se explica porque fue una de las primeras en construirse, previo al alza de costos generalizado del sector minero.

Para terminar con lo económico, los autores recomiendan estudiar el VAN que se obtendría

en función a la fracción del flujo de PLS que se trataría en la planta SART, ya que prácticamente todos los demás parámetros dependen de esto. Estay et al. (2008) para un proyecto de 5 años y con los parámetros mencionados anteriormente obtuvo que con una fracción del 20% se maximiza el VAN (Figura 2.23), dado que a partir de este punto los costos operacionales y de capital siguen creciendo mientras que el ahorro de cianuro es mínimo, y los ingresos por producción de cobre son relativamente constantes, luego, la curva decae.

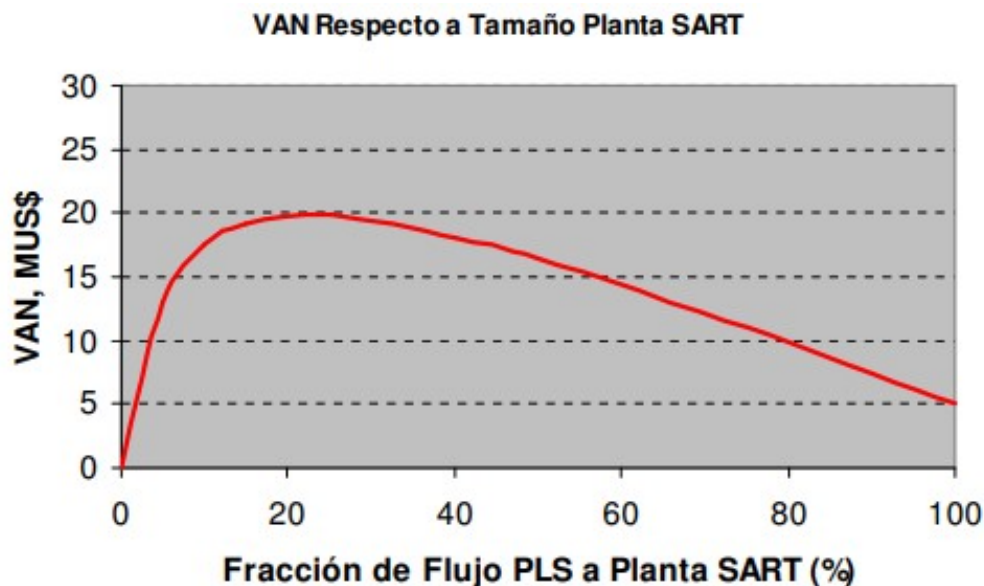


Figura 2.23: Variación del VAN vs fracción de PLS tratado en SART. (Estay et al., 2008).

En resumen respecto a esta tecnología, el proceso SART se sigue explorando e investigando para ser cada vez más optimizado (Estay, 2020), y ha demostrado en los últimos años dar muchas ventajas para yacimientos de oro con alto contenido de cobre, tales como:

- Reducir el consumo global de cianuro de la planta y los costos operacionales, al regenerar el cianuro y recircularlo.
- Generar ingresos secundarios al crear un producto comercializable como el precipitado de cobre, que se puede vender como concentrado.
- Evitar o disminuir los problemas de recuperación de oro y altos contenidos de cianuro en los relaves, al disminuir la concentración de cobre en las soluciones.
- Permitir el tratamiento de menas con altos contenidos de cobre, aumentando la rentabilidad de una operación en marcha o haciendo factible un nuevo proyecto.

Algo que vale la pena destacar, es que de todos los estudios revisados ninguno considera tratar contenidos de cobre tan altos como los de Guanaco (que serán detallados en los próximos capítulos). Pese a esto, se efectúa la evaluación económica pero se hace énfasis en que hasta el momento, no hay precedentes de plantas SART con minerales similares al de Guanaco.

2.6. Evaluación de proyectos mineros

Fuera del ámbito económico, la evaluación de un proyecto minero debe contemplar una serie de estudios de impacto ambiental. La aprobación de los proyectos por parte del Servicio de Evaluación Ambiental (SEA) en Chile es un punto decisivo en el desarrollo de estos, ya que cualquier operación debe tener el permiso ambiental para operar previo a su inicio. Por ello es importante conocer las características del sistema, los tiempos que toman sus procesos, la circunstancias que llevan a que los proyectos se estanquen más o menos tiempo en evaluación, que sean aprobados o rechazados, y las principales causas de los retrasos o conflictos. Toda la información de esta sección fue recopilada de Cochilco (2017).

La ley establece que todo proyecto que es susceptible de causar un impacto al medio ambiente debe someterse al Sistema de Evaluación de Impacto Ambiental (SEIA) mediante una Declaración de Impacto Ambiental (DIA) o un Estudio de Impacto Ambiental (EIA). El EIA es más extenso y se exige cuando el proyecto significa un riesgo para la salud de las personas o del medio ambiente, cuando puede causar una alteración significativa a los sistemas de vida de las personas, o cuando puede causar un impacto significativo al patrimonio cultural, turístico o paisajístico.

Los proyectos que ingresan al sistema pasan, primero, por un test de admisibilidad, donde el SEA comprueba que estén contenidos todos los capítulos necesarios para ser evaluados. Si el proyecto no cumple la condición, sale del sistema como “No admitido a tramitación”. Si los capítulos están completos, el proyecto pasa a calificación. Además, los proyectos se evalúan en el SEA regional correspondiente y no de manera centralizada.

En la etapa de calificación, el SEA de la región envía una solicitud de evaluación de la DIA o EIA a todos los servicios pertinentes, al Gobierno Regional y a la Municipalidad. Luego, los servicios se deben pronunciar ante este como “conforme”, “inconforme” o “con observaciones”. Si el servicio no se manifiesta, por convención se asume que está conforme.

En el caso de que existan observaciones, el SEA las recopila y realiza un informe al que el titular del proyecto debe dar respuesta mediante una Adenda, proceso que se puede repetir hasta dos veces.

Luego de esta evaluación y modificaciones del proyecto, se emite un Informe Consolidado de Evaluación (ICE) para posteriormente generar una Resolución de Calificación Ambiental (RCA) donde se califica el proyecto como “Aprobado” o “Rechazado”. En el primer caso, en la RCA se establecen las condiciones bajo las cuales el proyecto se aprobó y que se deben cumplir en todo su ciclo de vida. Por otro lado, este permiso para operar tiene una vigencia de 5 años y es revocado si la operación no inicia dentro de ese tiempo.

En el periodo que estudió Cochilco (2011-2016), la cantidad de proyectos aprobados (50 %) es muy superior a los que se rechazan (2 %), pero existe un alto porcentaje (21 %) de proyectos que desisten o que no son admitidos a tramitación ya que no contienen todos los capítulos que se requieren, es decir, se presentan incompletos.

En la Región de Antofagasta ingresaron 90 proyectos distintos al sistema, de los cuales

39 (43.3%) son de mediana minería. De los 90 aproximadamente un 75% fue aprobado y un 2% fue rechazado.

Respecto a la mediana minería de oro, la permanencia promedio de los proyectos aprobados en la evaluación es cerca de 240 días (Fig. 2.24).

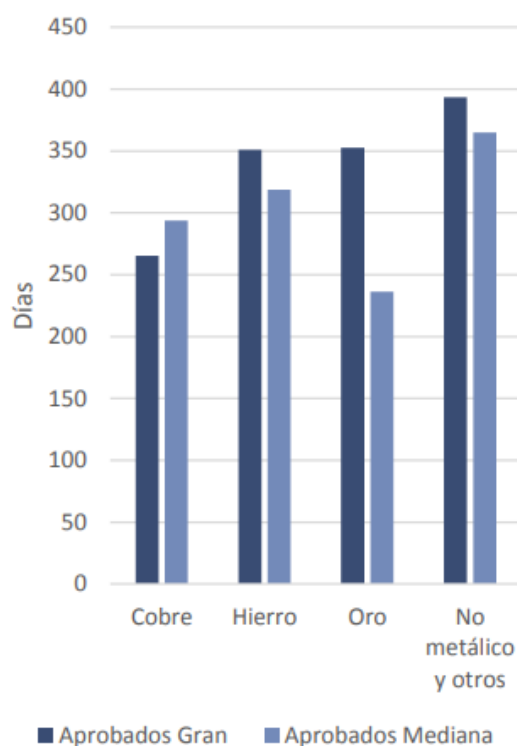


Figura 2.24: Tiempos de permanencia promedio, gran y mediana minería de distintos metales (Cochilco, 2017).

Las principales observaciones que se realizaron a los proyectos de la región de Antofagasta, las hizo Sernageomin, Sernatur, Seremi de Desarrollo Social y MOP.

La investigación de Cochilco concluye los siguientes puntos que son pertinentes para este estudio:

- Se tiene una deficiencia general en la información entregada en los informes relacionada a estudios hidrológicos, dispersión de contaminantes, emisión de contaminantes, presencia de flora y fauna, planes de relocalización de especies, y antropológicos.
- La cantidad de proyectos no admitidos a tramitación es muy alta, sobre todo para la mediana minería (28%). Casi un tercio de los proyectos de mediana minería no se aprueban, no porque el sistema sea muy rígido, sino porque los informes no poseen los contenidos mínimos requeridos en el reglamento.
- Los servicios que más participan en los procesos son DGA, Sernageomin, Ministerio de Salud y Ministerio del Medio Ambiente, por lo que es recomendable prestar especial atención a los temas que les competen a ellos para estimar los impactos.

Capítulo 3

Metodología

Para cumplir los objetivos específicos se seguirá la metodología detallada a continuación:

1. Recopilación de información
2. Estimación de recursos
3. Definición de reservas
4. Diseño Minero
5. Planificación Minera
6. Pruebas Metalúrgicas
7. Evaluación Económica

3.1. Recopilación de información

En primera instancia se recolecta información: modelos de bloques, sólidos excavados, grade shells antiguas, bases de datos de geomecánica, de geología, de topografía, entre otros. Con esta información se hace una depuración en la que se decide qué es útil para el estudio en función de los objetivos del mismo.

A continuación se ordenan los archivos por carpeta y se cargan en Vulcan los correspondientes para armar una base de datos propia en el *software* con la que trabajar.

3.2. Estimación de Recursos

Se buscan y definen envolventes económicas para los recursos remanentes. Esta parte del estudio es clave ya que determina en gran medida la rentabilidad del proyecto.

Se procede a modelar con toda la información que se tiene en las bases de datos, archivos e informes geológicos del sector de la compañía. Al recopilar la información se procedió a depurar algunos elementos que tiene menor peso o información deficiente para el modelamiento y posterior estimación de las leyes. Debido a esto, se quitan todos los sondajes con prefijo SG de la base de datos, dejando solamente los sondajes, ripeos y canaletas efectuados por

el departamento de geología de producción y exploraciones del actual propietario de la compañía. Además, se utilizan los pozos de tronaduras de los sectores de los rajos para verificar algunas tendencias de las estructuras mineralizadas y poder dar continuidad a los sólidos que se encuentran por debajo de los rajos finales solamente.

El proceso de construcción de sólidos se genera mediante la base de datos depurada y secciones geológicas transversales, longitudinales y de plantas (secciones de producción). Este trabajo se realiza generando sólidos a lo largo, alto y ancho de cada estructura que se pueda interpretar y que muestre una continuidad a lo largo y alto de cada muestra en la base de datos. Los sólidos generados se construyen sobre una ley de corte de 1 g/t Aueq (entre oro y cobre), esto con el fin de obtener continuidad en algunas estructuras que presentan gran concentración de cobre por sobre la concentración de oro.

Estas envolventes se generan dentro de las zonas mineralizadas reconocidas geológicamente denominadas *ledges* y que sus concentraciones sean mayores o igual a 1 g/t de Aueq. Estos sólidos envolventes también son denominados como *Grade Shells*.

Luego, en la construcción del modelo de bloque, para la generación de cada dominio por modelo de bloques se flagearon los modelos de bloques por cada Grade Shell o envolventes por sector. Además, el diseño del modelo de bloques contempla la superficie actual, lo minado y las zonas de enriquecimiento.

El proceso sigue con la construcción de perfiles de estimación y clasificación recursos, que son más detallados en la respectiva sección del cuerpo del trabajo.

3.3. Diseño y Planificación Minera

Para el diseño minero comienza calculando una ley de corte, la cual es el principal input para ejecutar el módulo *stope optimiser* de Vulcan, que entrega las unidades de explotación de los depósitos que cumplan distintas condiciones geométricas, geológicas, además de estar sobre la ley de corte.

Una vez se obtienen estos sólidos que representan las unidades de explotación, se realiza el proceso de discriminación para definir las reservas. Para esto, se cubican los sólidos generados y se separan por tipo de recurso, luego, se realiza el proceso de *majority*, esto es, se discretiza el tipo de recurso por unidad de explotación. De esta forma, para definir las reservas se consideran sólo los recursos medidos (1) e indicados (2), entre otras restricciones que se mencionan en el capítulo respectivo.

No obstante lo anterior, para efectos de reportabilidad y operativización del método, se consideran las reservas definidas y los recursos inferidos (3). Se diseñan rampas, accesos y la infraestructura pertinente para explotar los depósitos considerando la topografía actual más actualizada de cada uno.

A continuación se realiza el plan minero, esto es, la secuencia de construcción la mina y la extracción del material. Esta etapa es clave ya que es la base para luego calcular la rentabilidad del proyecto.

Para el plan se toman rendimientos promedio en función de los datos históricos y actuales de la compañía, y se toman algunos criterios para priorizar un depósito por sobre los otros.

3.4. Procesamiento del mineral

En paralelo con las actividades anteriores, se hacen pruebas metalúrgicas de flotación con el objetivo de encontrar reactivos y flowsheets que maximicen la recuperación de oro y cobre. Para esto se hacen pruebas de flotación rougher con distintas granulometrías y reactivos (colectores, floculantes y espumantes), y pruebas de ciclo abierto, también variando los elementos mencionados.

Con esto, se miden distintos KPI que permiten discriminar entre cuál combinación reactivo-flowsheet es más efectiva, es decir, la que tenga mejor recuperación de oro y cobre, y además, que alcance contenidos de estos metales suficientes para ser comercializables. Asimismo, se realizan también estudios de granulometría (mallas) y químicos, para analizar particularmente el contenido de arsénico del concentrado final, dado que de esto depende si el producto es comercializable o no.

Como se mencionó en los alcances, el objetivo del trabajo no es definir una solución para el problema del cobre, sino explorar algunas alternativas que podrían solucionarlo si es que se les entrega más tiempo, estudio y recursos por parte de la compañía. Por lo anterior, se realizan distintas sugerencias respecto a los resultados de las pruebas de flotación, el proceso SART, y algunas vías de acción para las siguientes etapas de evaluación del proyecto.

3.5. Rentabilidad del proyecto

Con el diseño y planificación llevados a cabo, se calculan distintos índices económicos que permitan presentar y comparar el proyecto, en particular se estimará el VAN (valor actual neto), TIR (tasa interna de retorno) y Payback. Estos indicadores son claves para mostrar a la compañía si es un proyecto atractivo o que no vale la pena, y por ende requiere la mayor rigurosidad.

Se realiza una evaluación base, la cual luego se sensibiliza en función del problema del cobre. Finalmente, se evalúa de forma preliminar un caso de negocio considerando una Planta de Flotación y otro con una Planta SART.

Capítulo 4

Cuerpo de la Memoria

4.1. Estimación de recursos

Al ser depósitos explotados por otras compañías con anterioridad a GCM, existe información geológica desde hace muchos años, sin embargo, no hay certeza de la precisión ni completa veracidad de los datos. Por lo anterior, se consideraron sólo los sondajes, ripeos y canaletas efectuados por el departamento de geología de producción y exploraciones del actual propietario. Además, se utilizaron los pozos de tronaduras de los sectores de los rajos para verificar algunas tendencias de las estructuras mineralizadas y así poder dar continuidad a los sólidos que se encuentran por debajo de los rajos.

El proceso de construcción de sólidos se generó mediante la base de datos depurada y secciones geológicas transversales, longitudinales y de plantas. Este trabajo se realizó generando sólidos a lo largo, alto y ancho de cada estructura que se pudiera interpretar y que mostrara continuidad a lo largo y alto de cada muestra en la base de datos.

Los sólidos generados se construyeron sobre una ley de corte de 1 g/t Au equivalente (entre oro y cobre), esto con el fin de obtener continuidad en algunas estructuras que presentan gran concentración de cobre por sobre la concentración de oro.

Estos sólidos o envoltentes se generan dentro de las zonas mineralizadas reconocidas geológicamente (los *ledges* mencionados en el capítulo de Antecedentes) y que sus concentraciones sean mayores o iguales a 1g/t de Au equivalente, que en la industria se denominan *Grade Shells*.

Se clasificaron las *Grade Shells* en cuatro grupos por sector:

- Au/NCu: grupo de envoltentes que presentan sólo análisis de oro pero no cobre.
- Au&Cu H: grupo de envoltentes de oro y cobre, con alta concentración de oro.
- Au&Cu L: grupo de envoltentes de oro y cobre, con baja concentración de oro.
- Cu: grupo de envoltentes de oro y cobre, con altas concentraciones de cobre y bajas de oro.

La siguiente tabla muestra la clasificación por grupo de las envoltentes:

Tabla 4.1: Clasificación por grupo de envoltentes

Sector	Grupos de Grade Shells				Total
	Au/Ncu	Cu	Au&Cu L	Au&Cu H	
Defensa	31	4	16	2	53
Dumbo	12	13	19	31	75
Perseverancia	18	7	40	10	75
Total	61	24	75	43	203

Se observa que los sectores con mayor cantidad de *Grade Shells* son Dumbo y Perseverancia con un total de 150.

Las envoltentes anidadas se construyeron en el grupo Au&Cu H con el objetivo de controlar las altas leyes de oro y no sobreestimar las zonas de menor concentración de oro.

Para la construcción del modelo de bloques se utilizaron como base bloques regulares de 10 x 10 x 10 m y las variables que se utilizaron son las que se encuentran en la siguiente tabla:

Tabla 4.2: Variables del modelo de bloques

Variabes	Descripción
density	Densidad (2.5 t/m3 default)
au1	Ley de oro
cu1	Ley de cobre
aeuq	Ley de oro equivalente
nsamples1	Número de muestras
krigpass1	Número de pasadas
zone	Óxido, sulfuro, mixto
domain	Veta o estructura
recategory	Medido, indicado, inferido y potencial
resource	Medido, indicado, inferido
mined	Minado o remanente
avdist1	Distancia cartesiana promedio a la muestra

Para la generación de cada dominio por modelo de bloques se flagearon los modelos por cada envoltente por sector. Además, la estructura del modelo de bloques contempla la superficie actual, lo explotado, las zonas de enriquecimiento y la unidad geológica favorable.

Luego de la construcción de los perfiles de estimación- que no es relevante para el estudio- la clasificación de recursos se definió mediante una combinación de la distancia cartesiana de los bloques estimados a una muestra.

El proceso de categorización se muestra a continuación:

1. Variable “resource” = 3 (inferido) si la variable “krigpass” > 0 y variable “Au” > 0.

2. Variable “resource” = 2 (indicado) si “resource” = 3; $0 > \text{“krigpass”} > 5$ y variable “avdist1” < 40.
3. Variable “resource” = 1 (medido) si “resource” = 2; $0 > \text{“krigpass”} > 3$ y variable “avdist1” < 20.
4. Posteriormente se genera una variable “recategory”, donde se recategorizan como recursos “potenciales” aquellos inferidos que tienen una muestra o están soportados por un sondeaje.

En los casos donde las envoltentes estaban soportadas por un solo sondeaje se decidió reclasificar estos cuerpos como potenciales debido al débil soporte a su diseño y que puede variar dependiendo de la información circundante que se genere.

Los resultados del proceso de estimación se resumen en la siguiente tabla:

Tabla 4.3: Recursos sobre 1.0 g/t Aueq

Sector	Recurso	Tonelaje (t)	Au (g/t)	Cu (%)	Aueq (g/t)	Oz Au	Lb Cu	Oz eq
Dumbo	Medidos	278,712	4.21	0.55	5.11	37,741	3,353,403	45,806
Perseverancia		35,183	6.68	0.04	6.74	7,554	28,453	7,623
Total		313,896	4.49	0.49	5.29	45,294	3,381,856	53,429
Defensa	Indicados	109,354	3.11	0.29	3.59	10,921	708,400	12,615
Dumbo		611,962	2.38	1.11	4.2	46,858	14,911,581	82,638
Perseverancia		257,102	3.62	0.3	4.11	29,907	1,681,825	33,944
Total		978,419	2.79	0.8	4.11	87,686	17,301,807	129,197
Defensa	Inferidos	452,744	2.23	1.28	4.33	32,466	12,764,836	63,053
Dumbo		2,039,427	1.5	1.57	4.08	98,237	70,476,886	267,514
Perseverancia		766,522	2.29	0.85	3.69	56,383	14,398,304	90,904
Total		3,258,693	1.79	1.36	4.02	187,087	97,640,027	421,471
Total	M+I+I	4,551,007	2.19	1.18	4.13	320,067	118,323,689	604,097

Además, según la recategorización de los recursos inferidos como potenciales, la distribución se muestra en las siguientes tablas:

Tabla 4.4: Recursos inferidos y potenciales sobre 1.0 g/t Aueq

Sector	Recurso	Tonelaje (t)	Au (g/t)	Cu (%)	Aueq (g/t)	Oz Au	Lb Cu	Oz eq
Defensa	Inferidos	246,553	2.4	0.94	3.95	19,043	5,129,049	31,316
Dumbo		1,850,174	1.53	1.53	4.04	90,816	62,294,389	240,429
Perseverancia		504,285	2.66	0.36	3.25	43,164	3,990,140	52,698
Total		2,601,012	1.83	1.25	3.88	153,024	71,413,578	324,442
Defensa	Potenciales	206,192	2.02	1.68	4.79	13,423	7,635,788	31,737
Dumbo		189,253	1.22	1.96	4.45	7,422	8,182,497	27,085
Perseverancia		262,237	1.57	1.8	4.53	13,218	10,408,164	38,207
Total		657,682	1.61	1.81	4.59	34,063	26,226,448	97,029
Total	Inferidos + Potenciales	3,258,693	1.79	1.36	4.02	187,087	97,640,027	421,471

Tabla 4.5: Recursos sobre 2.0 g/t Aueq

Sector	Recurso	Tonelaje (t)	Au (g/t)	Cu (%)	Aueq (g/t)	Oz Au	Lb Cu	Oz eq
Dumbo	Medidos	233,567	4.79	0.61	5.8	35,948	3,160,384	43,537
Perseverancia		30,178	7.53	0.04	7.6	7,309	24,923	7,369
Total		263,746	5.1	0.55	6	43,256	3,185,307	50,906
Defensa	Indicados	72,484	4	0.39	4.65	9,318	630,381	10,837
Dumbo		472,994	2.77	1.34	4.98	42,077	14,020,157	75,683
Perseverancia		179,342	4.58	0.38	5.2	26,432	1,496,887	30,009
Total		724,820	3.34	1.01	5	77,827	16,147,426	116,529
Defensa	Inferidos	401,908	2.35	1.42	4.68	30,395	12,566,627	60,526
Dumbo		1,658,722	1.67	1.81	4.65	89,097	66,114,115	247,760
Perseverancia		602,476	2.61	0.99	4.24	50,535	13,194,749	82,192
Total		2,663,106	1.99	1.56	4.56	170,027	91,875,491	390,478
Total	M+I+I	3,651,672	2.48	1.38	4.75	291,110	111,208,225	557,913

Asimismo, se filtraron los recursos según zona oxidada, mixta y sulfuros.

Tabla 4.6: Recursos por Zona Oxidada sobre 2.0 g/t Aueq

Sector	Recurso	Tonelaje (t)	Au (g/t)	Cu (%)	Aueq (g/t)	Oz Au	Lb Cu	Oz eq
Dumbo	Medidos	107,999	5.82	0.46	6.58	20,209	1,097,545	22,847
Perseverancia		22,637	7.88	0.03	7.93	5,735	14,834	5,771
Total		130,636	6.18	0.39	6.81	25,943	1,112,379	28,619
Defensa	Indicados	28,331	3.16	0.66	4.25	2,878	413,664	3,871
Dumbo		108,967	4.89	0.56	5.82	17,131	1,351,696	20,390
Perseverancia		36,107	3.7	0.14	3.94	4,295	112,934	4,574
Total		173,404	4.36	0.49	5.17	24,305	1,878,294	28,834
Defensa	Inferidos	62,993	3.52	1.34	5.72	7,129	1,859,697	11,584
Dumbo		244,226	2.61	1.86	5.67	20,494	10,015,127	44,521
Perseverancia		19,153	2.15	0.57	3.08	1,324	239,441	1,897
Total		326,371	2.76	1.68	5.53	28,947	12,114,265	58,002
Defensa	Potenciales	69,854	2.16	1.24	4.21	4,851	1,915,927	9,455
Dumbo		9,258	1.72	1.55	4.28	512	317,234	1,274
Perseverancia		61,575	1.7	2.3	5.49	3,365	3,124,433	10,868
Total		140,687	1.93	1.73	4.77	8,728	5,357,594	21,597
Total		771,098	3.55	1.20	5.53	87,923	20,462,533	137,053

Tabla 4.7: Recursos por Zona Mixta sobre 2.0 g/t Aueq

Sector	Recurso	Tonelaje (t)	Au (g/t)	Cu (%)	Aueq (g/t)	Oz Au	Lb Cu	Oz eq
Dumbo	Medidos	124,984	3.9	0.75	5.13	15,671	2,059,644	20,614
Perseverancia		7,542	6.49	0.06	6.59	1,574	10,088	1,598
Total		132,526	4.05	0.71	5.21	17,245	2,069,732	22,212
Defensa	Indicados	43,947	4.51	0.22	4.88	6,372	215,504	6,895
Dumbo		237,629	2.43	1.28	4.53	18,565	6,701,310	34,609
Perseverancia		142,298	4.83	0.43	5.54	22,097	1,363,148	25,345
Total		423,873	3.45	0.89	4.91	47,034	8,279,962	66,849
Defensa	Inferidos	65,010	2.36	1.08	4.14	4,933	1,552,689	8,653
Dumbo		540,434	1.99	1.71	4.8	34,577	20,321,839	83,402
Perseverancia		211,036	3.18	0.49	3.98	21,576	2,259,791	27,004
Total		816,480	2.33	1.34	4.54	61,086	24,134,320	119,059
Defensa	Potenciales	69,421	2.24	1.89	5.34	5,000	2,887,025	11,918
Dumbo		99,072	1.51	1.85	4.56	4,810	4,045,076	14,525
Perseverancia		133,225	1.55	1.84	4.57	6,639	5,404,075	19,575
Total		301,718	1.7	1.85	4.74	16,448	12,336,177	46,018
Total		1,674,598	2.63	1.27	4.72	141,814	46,820,190	254,138

Tabla 4.8: Recursos por Zona Sulfurada sobre 2.0 g/t Aueq

Sector	Recurso	Tonelaje (t)	Au (g/t)	Cu (%)	Aueq (g/t)	Oz Au	Lb Cu	Oz eq
Dumbo	Medidos	584	3.6	0.25	4.01	68	3,196	75
Total		584	3.6	0.25	4.01	68	3,196	75
Defensa	Indicados	207	10.16	0.27	10.6	68	1,214	70
Dumbo		126,398	1.57	2.14	5.09	6,380	5,967,152	20,685
Perseverancia		938	1.32	1.01	2.98	40	20,806	90
Total		127,542	1.58	2.13	5.08	6,487	5,989,171	20,845
Defensa	Inferidos	75,277	2.07	0.97	3.66	5,010	1,612,386	8,858
Dumbo		708,189	1.19	1.78	4.12	27,095	27,821,213	93,807
Perseverancia		144,237	3.35	0.18	3.65	15,535	573,637	16,926
Total		927,703	1.6	1.47	4.01	47,640	30,007,237	119,592
Defensa	Potenciales	59,353	1.82	2.09	5.27	3,473	2,738,902	10,056
Dumbo		57,544	0.87	2.83	5.53	1,610	3,593,626	10,231
Perseverancia		33,250	1.96	2.17	5.54	2,095	1,593,371	5,922
Total		150,147	1.49	2.39	5.43	7,178	7,925,898	26,210
Total		1,205,976	1.58	1.65	4.30	61,373	43,925,502	166,722

Tabla 4.9: Recursos por Zonas sobre 2.0 g/t Aueq.

Zona	Tonelaje (t)	Au (g/t)	Cu (%)	Aueq (g/t)	Oz Au	Lb Cu	Oz eq
Oxidada	771,098	3.55	1.2	5.53	87,923	20,462,533	137,053
Mixta	1,674,598	2.63	1.27	4.72	141,814	46,820,190	254,138
Sulfurada	1,205,976	1.58	1.65	4.3	61,373	43,925,502	166,722
Total	3,651,672	2.48	1.38	4.75	291,110	111,208,225	557,913

En las siguientes figuras se observan las gradeshells obtenidas:

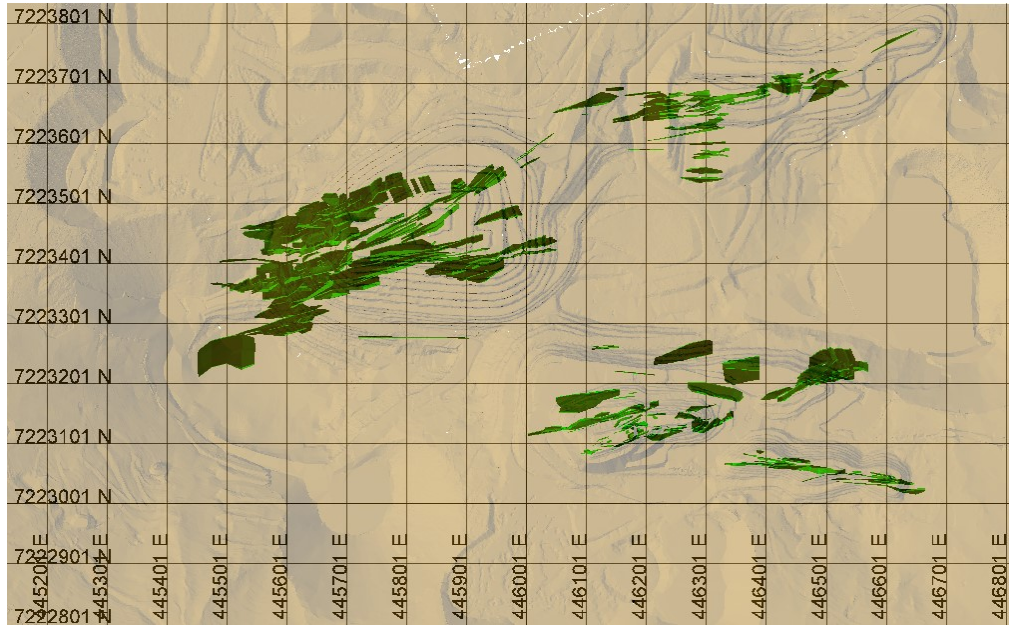


Figura 4.1: Vista en planta de las Gradeshells obtenidas.

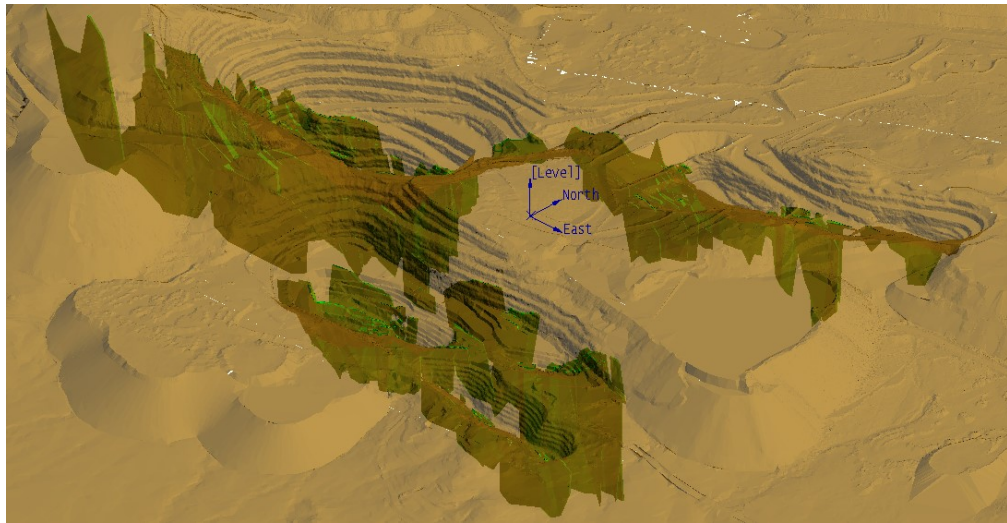


Figura 4.2: Vista isométrica de las Gradeshells obtenidas.

Se observa en las figuras distintos paquetes mineralizados con un rumbo o azimut prefe-

rente según depósito, lo cual es una variable de importancia para luego diseñar los caserones y drifts.

Tabla 4.10: Azimut preferente de mineralización por Depósito

	Dumbo	Defensa	Perseverancia
Azimut	70°	77°	72° y 100°

4.2. Diseño Minero

El proceso de definición de reservas es iterativo en conjunto con el Diseño y la Planificación Minera. En este trabajo se consideraron las siguientes restricciones para considerar un recurso como reserva explotable:

- Sólo se consideraron los recursos medidos e indicados, como lo define el código JORC (2012). Esto para minimizar la incertidumbre y el riesgo asociado a una posible inversión.
- Que su explotación signifique una utilidad positiva. Esto es, si con un caserón se percibe un ingreso menor que el costo que significa llegar a él y explotarlo, entonces no se considera como reserva explotable. Esto es muy común cuando de los códigos se obtienen caserones “satélites” (Figura 4.3).

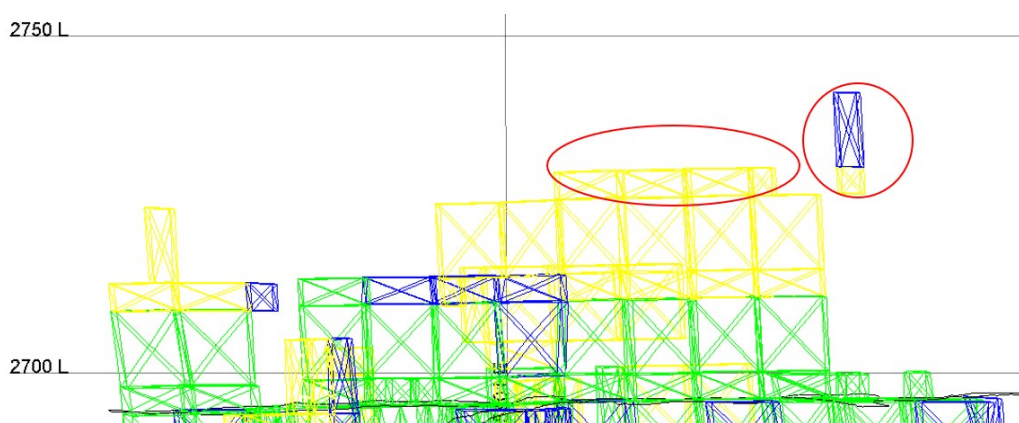


Figura 4.3: Ejemplo de unidades de explotación satélites.

En la figura anterior se muestran como ejemplo cuerpos que totalizan 1.127 toneladas con ley media de 3.5 Au gpt, lo cual reportaría un ingreso de 235 kUSD, sin embargo, se debería construir una vuelta de rampa adicional además de 40 metros de acceso y 46 metros de drift, lo que implica un costo de desarrollo de 422 kUSD.

Notamos así, que sin siquiera considerar el costo mina y planta, sólo el hecho de habilitar la explotación de estos cuerpos es más costoso que el ingreso que reportaría su venta, y por lo mismo no se considera en el diseño minero.

Esta conclusión se extrapola a los demás caserones y cuerpos satélites resultantes de la evaluación.

- Que sea su explotación sea técnicamente factible.

Para el diseño minero se tomó la topografía más actualizada de los 3 yacimientos, de los cuales Dumbo es el que tiene más desarrollos subterráneos construidos, seguido de Perseverancia, mientras que Defensa sólo tiene la explotación a rajo abierto (Figura 4.4).

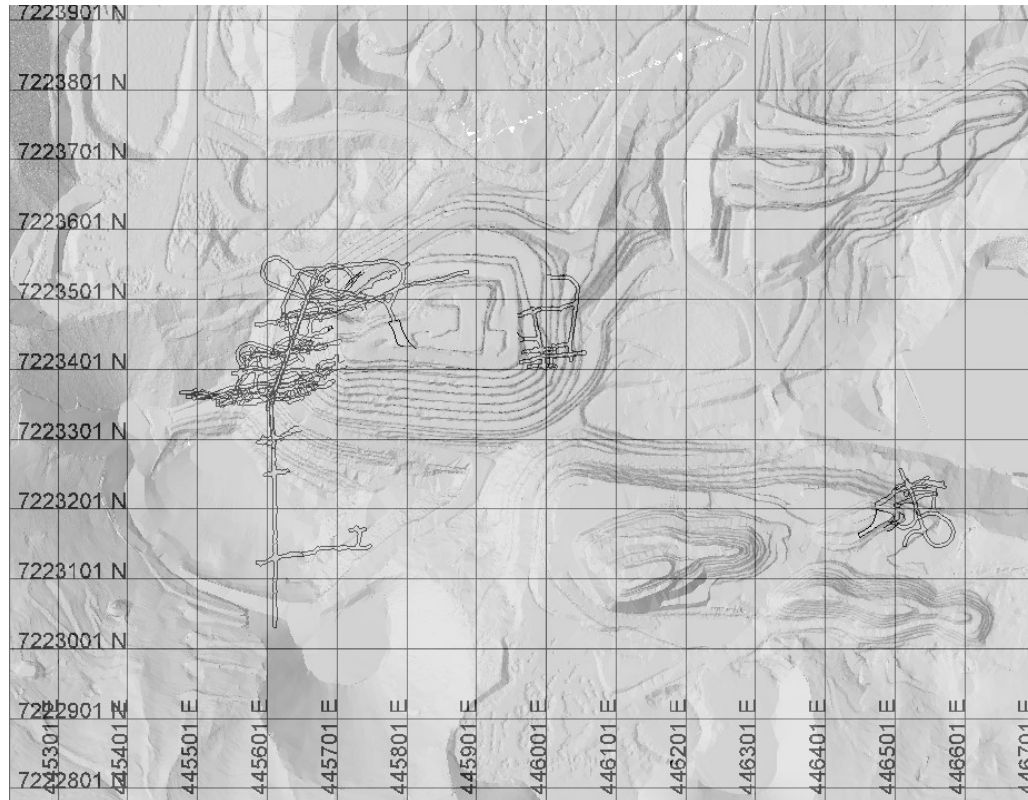


Figura 4.4: Vista en planta de Topografía actual de los depósitos.

El primer paso es obtener los caserones y drifts sobre la ley de corte, en función de distintos parámetros de diseño, sin considerar aun costos operativos ni inversiones. Seguido de esto, se deben re categorizar según el tipo de recurso que estos representen (*Majority*). Finalmente, se debe evaluar la factibilidad técnica y económica de construir accesos y rampas que permitan explotar estas unidades, descartando aquellas reservas en que el costo de construcción sea mayor al ingreso que reportarían. De esta forma, se definen las reservas explotables.

4.2.1. Unidades de Explotación

Para la construcción de los caserones y drifts se utilizó el módulo *Stope Optimiser* de Vulcan, el cual entrega las unidades de explotación tomando, entre otros, los siguientes inputs:

- Modelo de bloques
- Ley de corte
- Geometría del caserón buscada (ancho mínimo/máximo de explotación, ELOS, altura, etcétera)

- Niveles
- Dirección preferente de la mineralización

Una sutileza que cabe destacar, es que el módulo se debe ejecutar de forma separada para Caserones y para Drifts, es decir, existe la posibilidad de que un drift sea económico por si solo pero el caserón no, y por ende en este caso no tendría sentido económico desarrollar el drift, recordando que la finalidad de estos túneles son, una vez terminados, perforar los caserones de forma ascendente o descendente para poder explotarlos.

Para estimar la ley de corte crítica se utiliza la siguiente ecuación:

$$L_c = \frac{C_m + C_p + C_{adm}}{(P_{Au} - C_{ref}) \cdot Rec} \quad (4.1)$$

donde

- C_m : Costo mina = 60 US\$/t.
- C_p : Costo planta = 40 US\$/t.
- C_{adm} : Costo administración = 20 US\$/t.
- C_{ref} : Costo de refinación = 5 US\$/t.
- P_{Au} : Precio de venta del oro = 1.800 US\$/oz Au.
- Rec: Recuperación de oro = 93 %.

Los datos anteriores fueron entregados por la compañía y son aproximados.

Con lo anterior, se obtiene una ley de corte de 2.2 gpt (Aueq).

Ahora bien, la ley de corte en métodos selectivos como sublevel stoping en vetas de oro es un límite blando, ya que muchas veces en el análisis de marginalidad y en lo operativo la ley de corte disminuye. Por dar un ejemplo, si según el modelo de corto plazo hay un tramo de 4 metros (a lo largo) del caserón que queda levemente bajo la ley de corte (por ejemplo 1.8 gpt Au cuando la ley de corte es 2.0 gpt Au). Bajo este ejemplo habría que 1) dejar de percibir los ingresos de este tramo y 2) construir una chimenea para volver a abrir la cara libre pasado este tramo, lo cual implica un costo total aproximado de 10,000 USD según datos de la compañía, además de perder la continuidad operacional.

Bajo este análisis, si bien la ley de corte se respeta en el largo y mediano plazo, muchas veces en el corto plazo y en lo operativo se debe realizar un análisis de marginalidad y esta disminuye levemente, adaptándose a la realidad y a lo que es mejor operacionalmente según sea el caso.

Dada la discusión anterior, para la ejecución del módulo se consideraron los siguientes parámetros:

- Ley de corte: 2.0 Au gpt.

- Ancho mínimo de explotación: 2.08 m
- Ancho máximo de explotación: 5.00 m
- Altura de Drift: 4 m
- Altura de Caserón: 11 m
- Niveles: quedan definidos por el origen del modelo de bloques y la altura de las unidades de explotación
- Dirección preferente de mineralización: se obtiene midiendo el azimut o rumbo de las Gradeshells en Vulcan. Por lo general estas presentan una dirección bastante marcada según el depósito (Figura 4.1).

Los parámetros mencionados son los más relevantes, el resto son referentes al error o la libertad que se le entrega al software para salirse de lo solicitado en la evaluación.

A continuación se muestran los resultados:

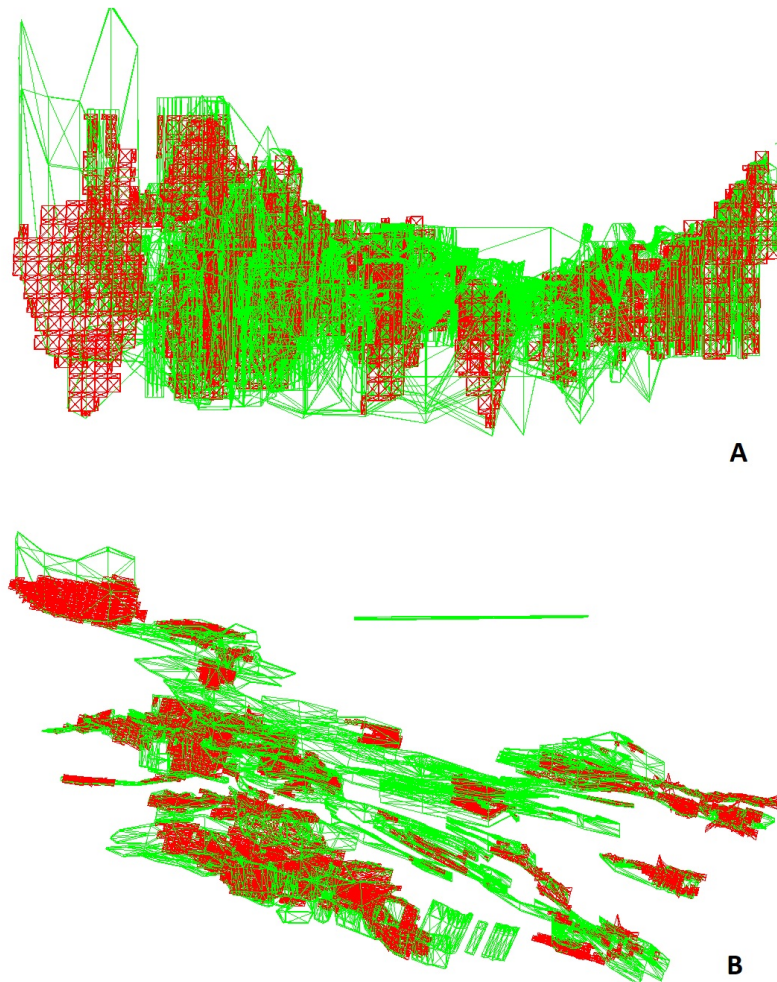


Figura 4.5: Unidades de explotación Mina Dumbo (color rojo) y Gradeshells (color verde). A: vista longitudinal, B: vista en planta.

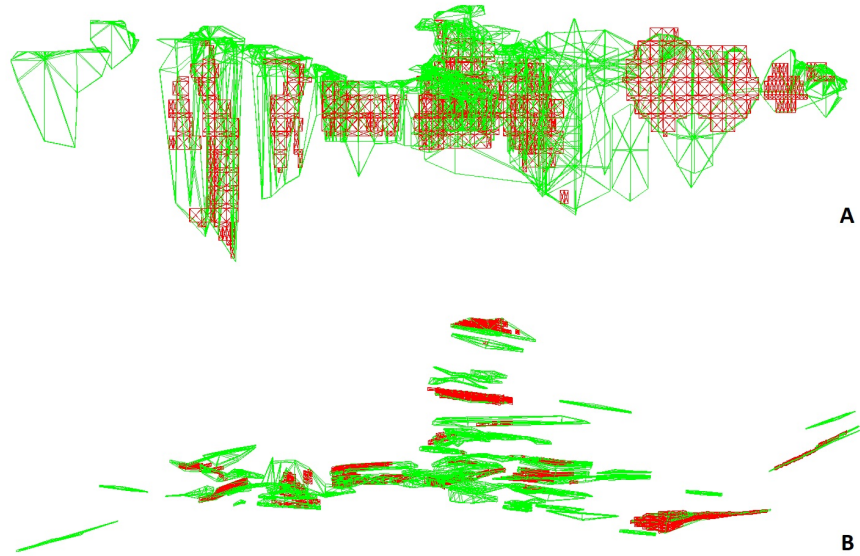


Figura 4.6: Unidades de explotación Mina Defensa (color rojo) y Gradeshells (color verde). A: vista longitudinal, B: vista en planta.

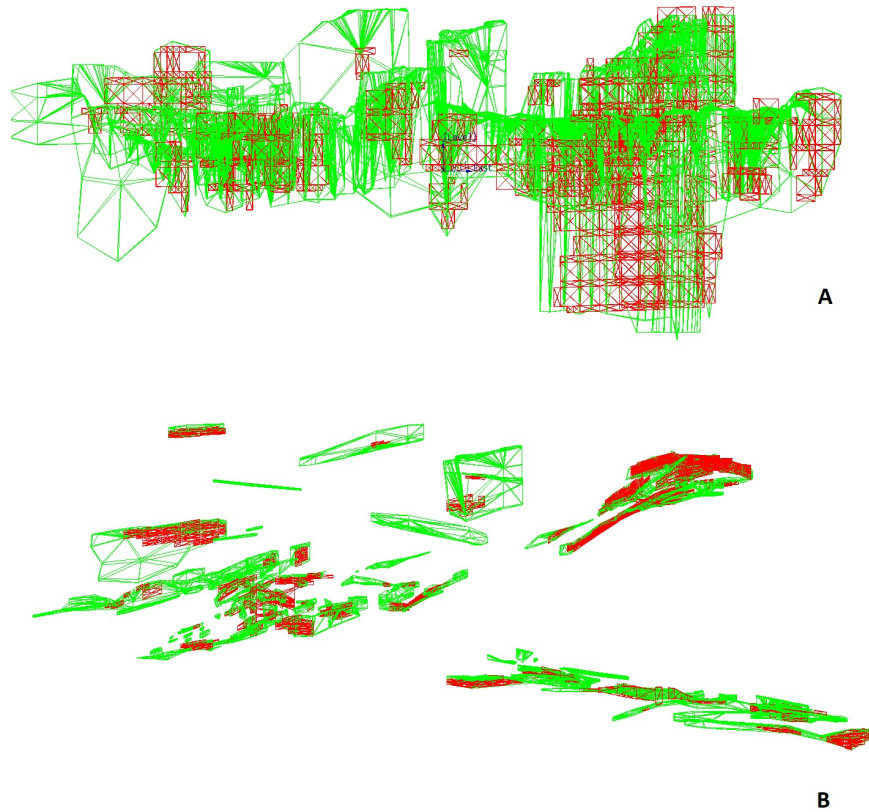


Figura 4.7: Unidades de explotación Mina Perseverancia (color rojo) y Gradeshells (color verde). A: vista longitudinal, B: vista en planta.

Posterior a obtener los sólidos que representan las unidades de explotación, estas se cubican para obtener las características de cada una, incluyendo ley de oro, plata y cobre, volumen, tonelaje, entre otros (Tabla 4.11).

Tabla 4.11: Resultados cubicaciones de caserones y drifts

		Dumbo	Defensa	Perseverancia	Total
DRIFT	Mineral (t)	295,332	58,686	147,462	501,480
	Au (g/t)	4.93	3.56	3.23	4.27
	Ag (g/t)	14.79	39.75	17.57	18.53
	Cu (%)	0.43	0.56	0.10	0.35
	Au (oz)	46,768	6,725	15,306	68,800
	Ag (oz)	140,433	75,000	83,300	298,733
BANCO	Mineral (t)	791,316	159,906	363,882	1,315,104
	Au (g/t)	4.87	3.47	3.09	4.21
	Ag (g/t)	14.27	39.43	17.74	18.29
	Cu (%)	0.44	0.56	0.11	0.36
	Au (oz)	123,897	17,848	36,167	177,912
	Ag (oz)	363,049	202,714	207,541	773,304

Tabla 4.12: Resumen cubicaciones de caserones y drifts

Mineral (t)	1,816,584
Au (g/t)	4.22
Ag (g/t)	18.36
Cu (%)	0.36
Au (oz)	246,712
Ag (oz)	1,072,037
Cu fino (t)	6,495

4.2.2. Recategorización de Recursos y Definición de Reservas

A continuación se realiza el proceso de *Majority*, esto es, se re categoriza el tipo de recurso de una unidad de explotación en función de la predominante. Por ejemplo, si más del 75 % (factor utilizado por la mayoría de la industria) del tonelaje de un sólido es de tipo Medido(1)/Indicado(2)/Inferido(3), el sólido completo se re categoriza como este. De esta forma se discretizan las unidades de explotación a una sola categoría de recurso.

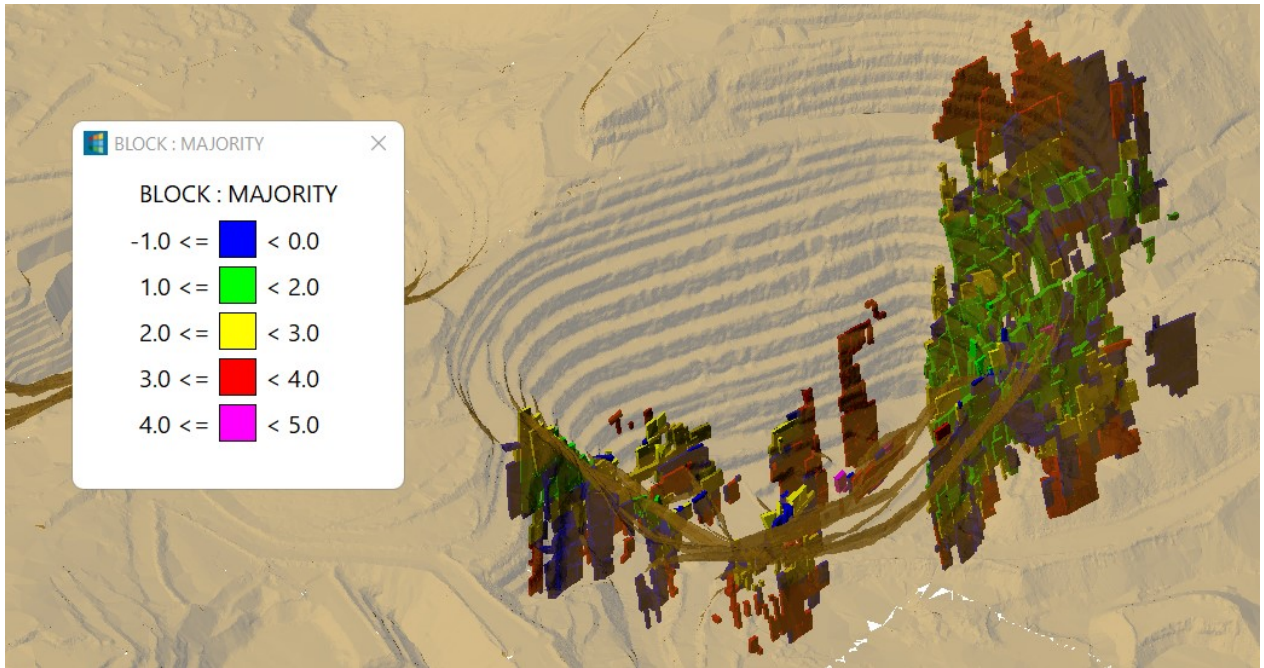


Figura 4.8: Isométrico Unidades de explotación Dumbo post proceso de *majority*. -1: s/c o estéril, 1: medidos, 2: indicados, 3: inferidos, 4: potenciales.

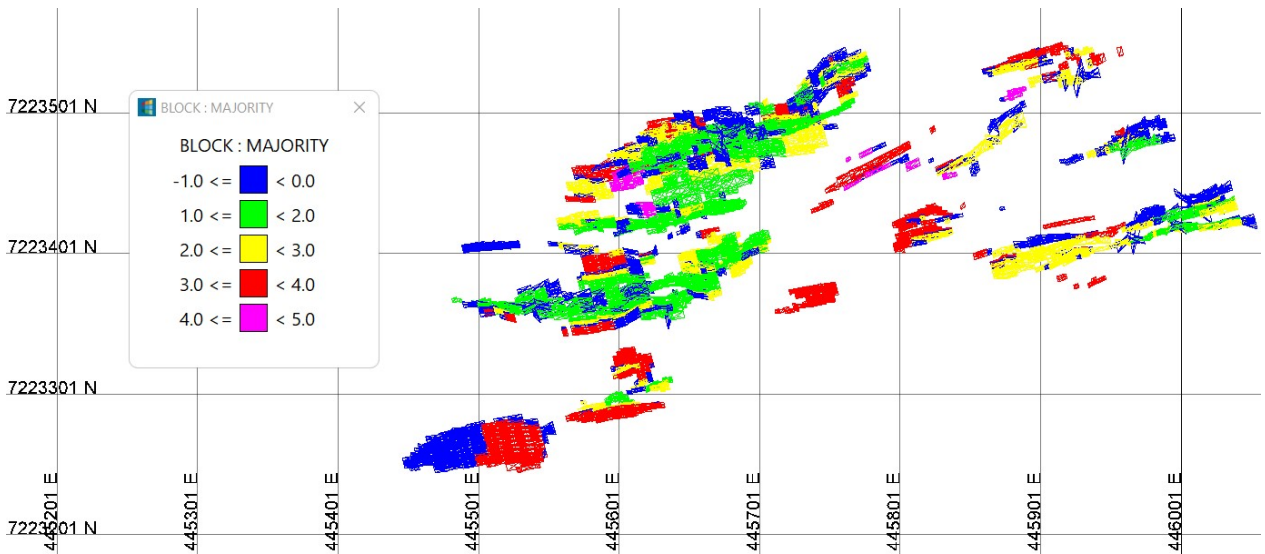


Figura 4.9: Planta Unidades de explotación Dumbo post proceso de *majority*. -1: s/c o estéril, 1: medidos, 2: indicados, 3: inferidos, 4: potenciales.

Como se observa, en Dumbo gran parte de los sólidos creados tienen categoría de recursos medidos o indicados, sobretodo en la pared oeste del rajo, donde ya existen desarrollos subterráneos construidos.

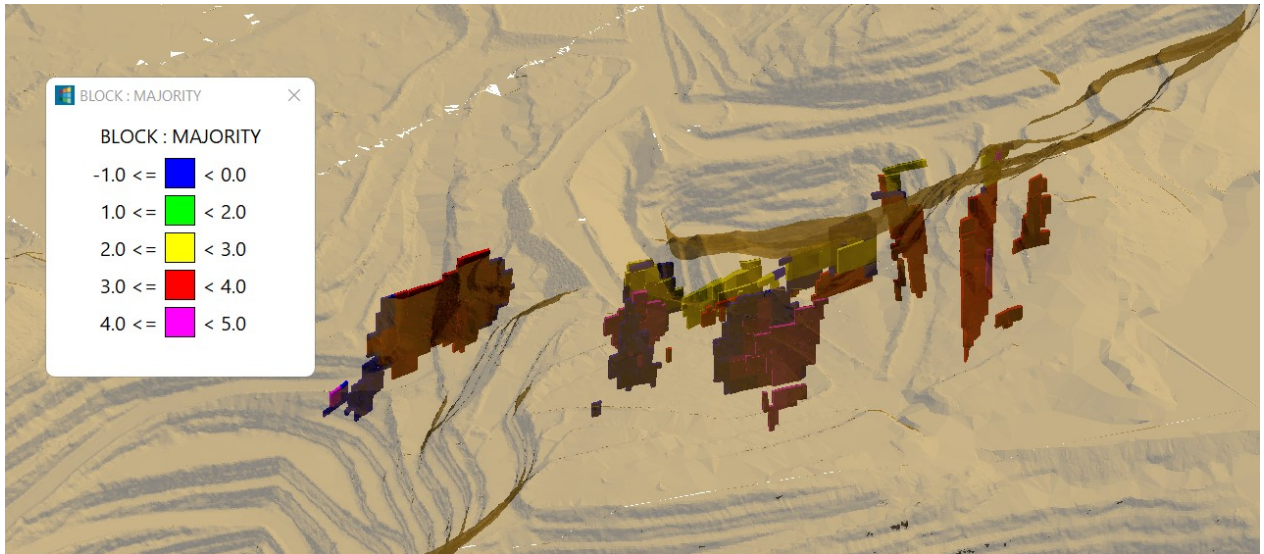


Figura 4.10: Isométrico Unidades de explotación Defensa post proceso de *majority*. -1: s/c o estéril, 1: medidos, 2: indicados, 3: inferidos, 4: potenciales.

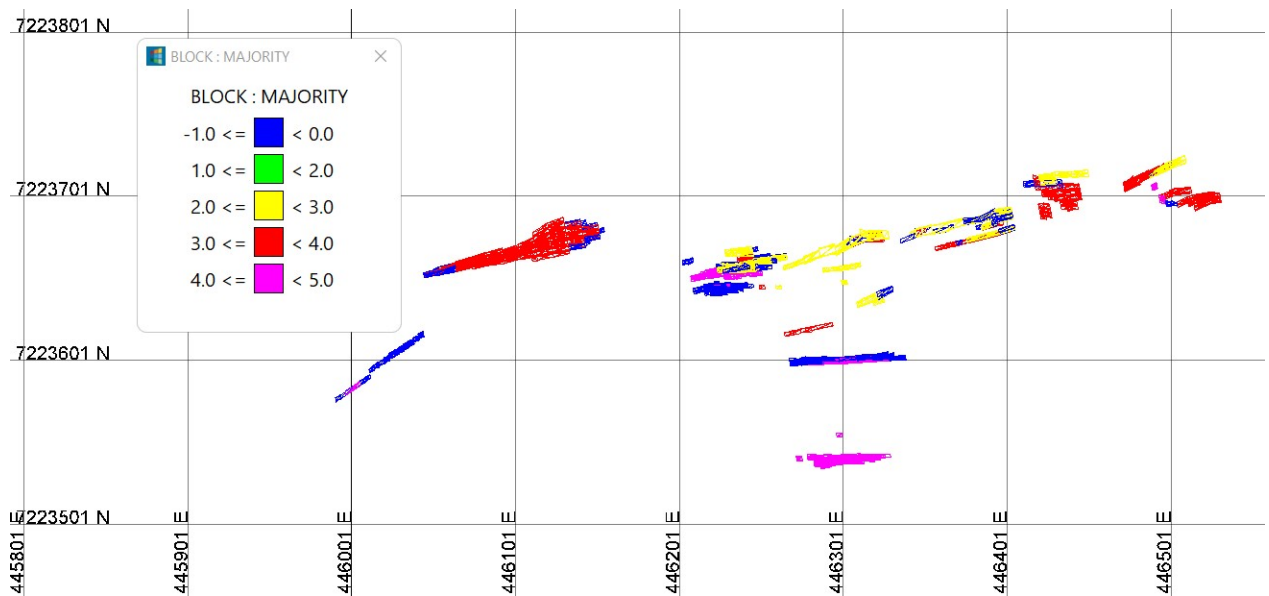


Figura 4.11: Planta Unidades de explotación Defensa post proceso de *majority*. -1: s/c o estéril, 1: medidos, 2: indicados, 3: inferidos, 4: potenciales.

En el caso de defensa no hay recursos medidos pero si indicados. La gran mayoría en este caso son inferidos y potenciales.

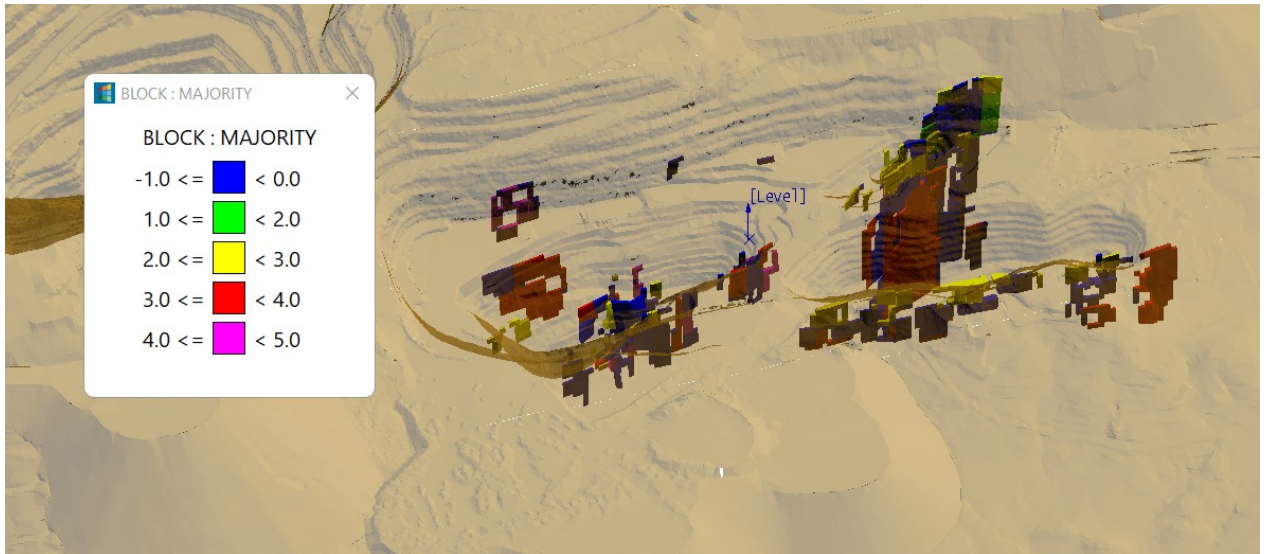


Figura 4.12: Isométrico Unidades de explotación Perseverancia post proceso de *majority*. -1: s/c o estéril, 1: medidos, 2: indicados, 3: inferidos, 4: potenciales.

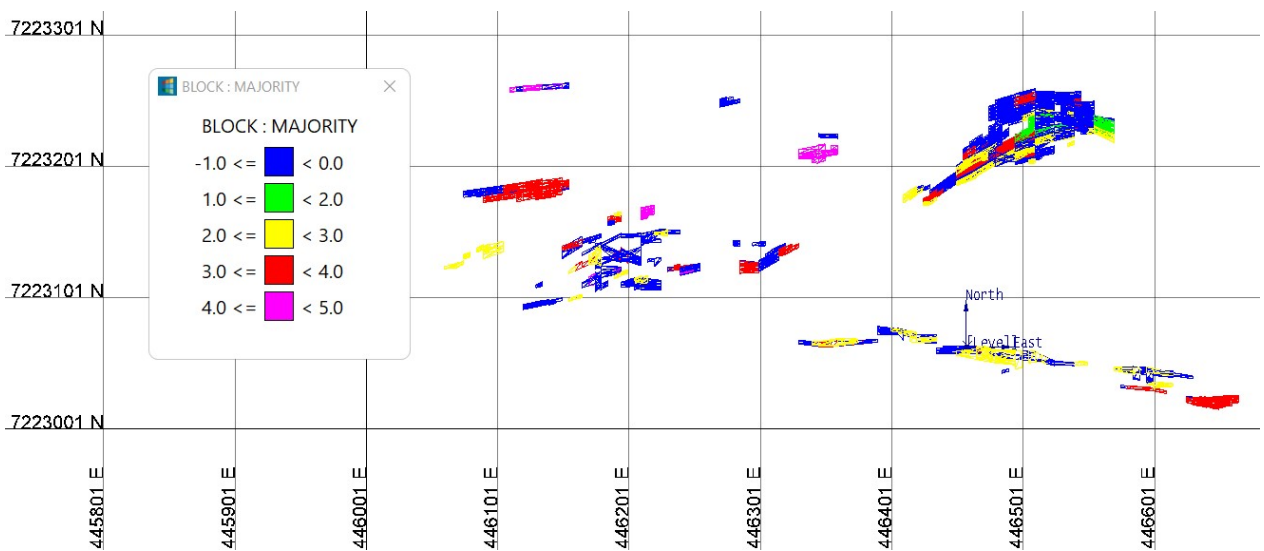


Figura 4.13: Planta Unidades de explotación Perseverancia post proceso de *majority*. -1: s/c o estéril, 1: medidos, 2: indicados, 3: inferidos, 4: potenciales.

En el caso de Perseverancia se aprecia que, si bien existen reservas, están bastante diseminadas espacialmente, lo cual a priori implicaría un mayor CAPEX para explotar distintos caserones.

Con esta re categorización, las reservas quedan como se muestra en la siguiente tabla:

Tabla 4.13: Resultados de reservas post proceso de *majority*

		Dumbo	Defensa	Perseverancia	Total
DRIFT	Mineral (t)	164,968	13,728	61,886	240,582
	Au (g/t)	5.29	4.31	4.05	4.91
	Ag (g/t)	15.63	23.20	14.83	15.86
	Cu (%)	0.43	0.08	0.05	0.31
	Au (oz)	28,050	1,901	8,052	38,002
	Ag (oz)	82,899	10,240	29,506	122,644
BANCO	Mineral (t)	417,687	35,165	161,024	613,876
	Au (g/t)	5.11	4.35	3.60	4.67
	Ag (g/t)	14.03	23.40	15.10	14.85
	Cu (%)	0.44	0.10	0.08	0.33
	Au (oz)	68,642	4,923	18,645	92,210
	Ag (oz)	188,408	26,456	78,193	293,057

Tabla 4.14: Comparación recursos y reservas post *majority*

	M+I+I+P	M+I+I	Reservas
Mineral (t)	1,816,584	1,180,754	854,459
Au (g/t)	4.22	4.46	4.74
Ag (g/t)	18.4	19.6	15.1
Cu (%)	0.36	0.42	0.32
Au (oz)	246,712	169,359	130,212
Ag (oz)	1,072,037	745,517	415,702
Cu fino (t)	6,495	4,967	2,765

Al comparar, se observa que las reservas caen a menos de la mitad de lo que se evaluó inicialmente (M+I+I+P), pasando de 1.8 Mt a 0.85 Mt. Respecto a las leyes, la de oro aumenta de 4.22 a 4.74 gpt, mientras que la de cobre cae a 0.32 % pero se mantiene en valores altos para la planta. En las onzas de oro se ve una reducción de 47 %, disminuyendo de 246 kOz a 130 kOZ.

Lo anterior es esperable ya que, como se definió antes, las reservas deben cumplir con ciertas restricciones de confiabilidad (ser recursos medidos o indicados) y también técnicas/económicas.

Se tiene que un 74 % de las onzas de oro están en Dumbo, un 21 % en Perseverancia y sólo un 5 % en Defensa.

Es importante notar que Dumbo tiene las reservas con mayor contenido de cobre (0.43 %), mientras que Defensa (0.1 %) y Perseverancia (0.07 %) tienen contenidos similares a los de Amancaya (0.07 %) y por lo tanto el mineral de estos dos depósitos podría ser procesado con

la planta actual. Por el lado de Dumbo, el alto contenido de cobre sí generaría problemas de alto consumo de cianuro y baja recuperación de oro y por ende es de interés seguir estudiando alternativas de procesamiento.

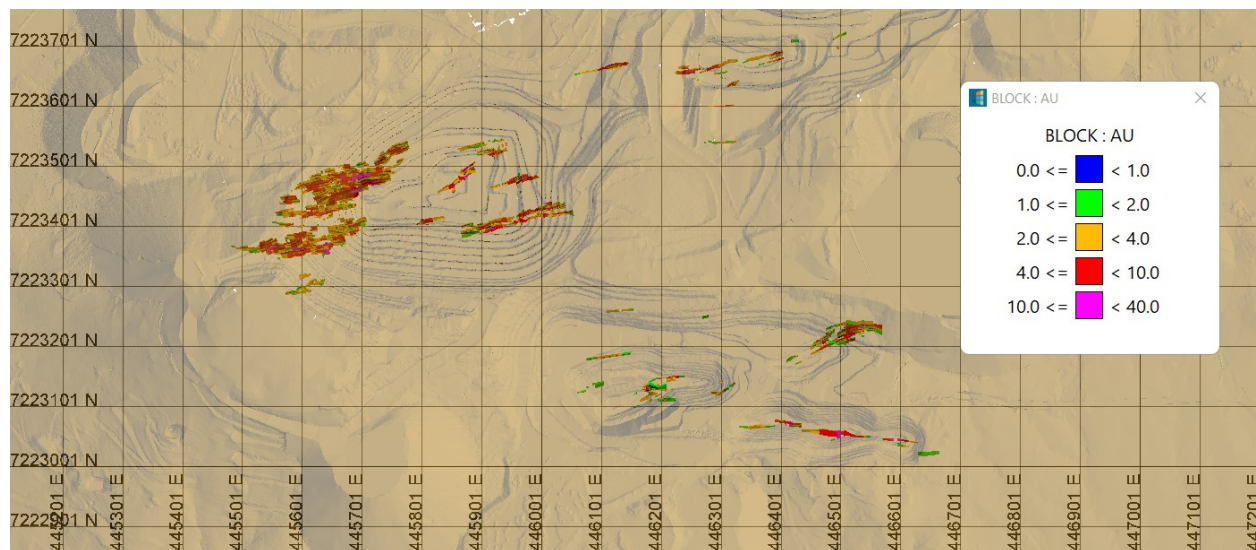


Figura 4.14: Planta de reservas Guanaco.

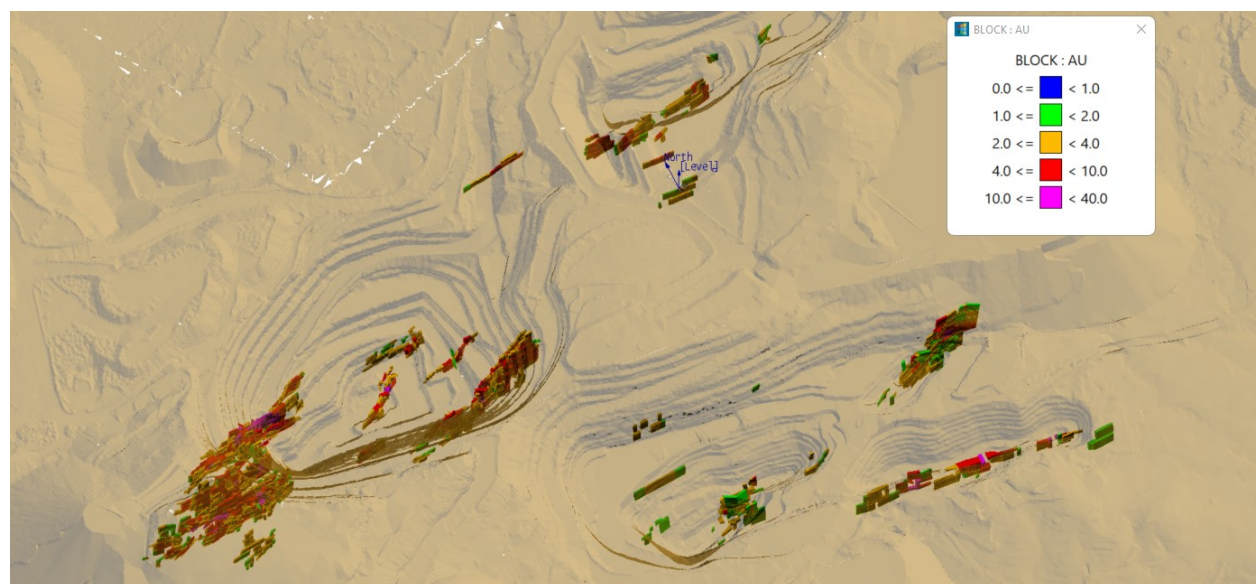


Figura 4.15: Isométrico de reservas Guanaco.

Como se observa en las Figuras 4.14 y 4.15, las leyes de las reservas van desde 2 hasta 20 gpt Au en algunas zonas. En Dumbo es donde se concentran las mayores leyes de oro, en ambas paredes (este y oeste) del rajo, donde algunos caserones llegan a leyes sobre 15 gpt y la mayoría está entre 3 y 7 gpt.

En Defensa se aprecia que las leyes rondan los 2-4 gpt por caserón y alcanza máximos de 15 gpt.

Finalmente en Perseverancia, las leyes son menores que en los anteriores depósitos, con contenidos de oro entre 1.9 y 13 gpt en caserones puntuales.

Al considerar las reservas definidas y los recursos inferidos, se encuentra un punto intermedio, con 1.18 Mt de mineral y leyes de 4.46 gpt Au, 19.6 gpt Ag y 0.42 % Cu.

Como este estudio es muy similar a una ingeniería de perfil, para el diseño, planificación, y evaluación económica también se consideran los recursos inferidos.

4.2.3. Diseño de Desarrollos Horizontales

- Rampas:

Estas labores proveen acceso a los diferentes niveles en cada bloque definido como unidad de explotación.

Dado que la mineralización es en vetas de poca extensión, lo más factible -y que se ha utilizado en distintas operaciones de la Compañía- son rampas circulares. Estas tienen radios de giro de entre 15 y 18 m, una pendiente de -12 % y son de 4.2 m de ancho x 4.5 m de altura.

Son desarrolladas en estéril y dadas sus características permite la utilización de camiones de carretera convencionales para el transporte, de 21 toneladas efectivas de capacidad. Además, suelen tener refugios peatonales cada vuelta de rampa de 1.5 m de ancho x 2.0 m de alto.

El avance en estas frentes es en promedio 3.5 m / disparo, según la base de datos de la compañía.

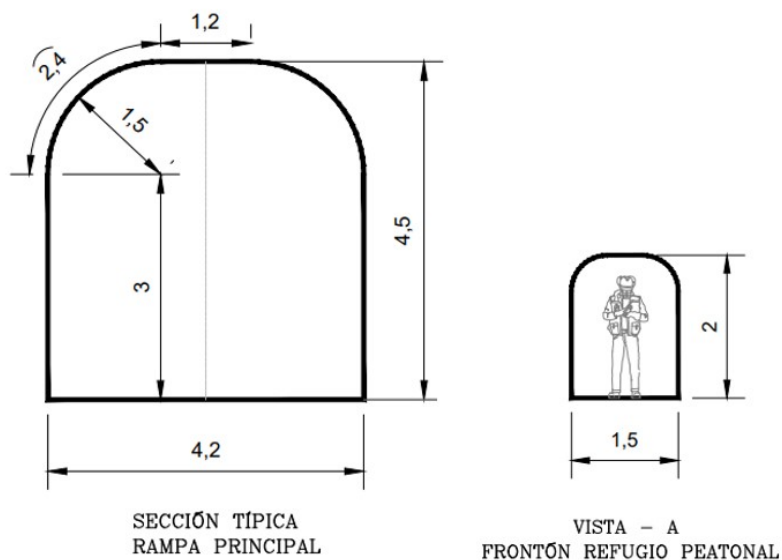


Figura 4.16: Secciones Rampa y Refugio Peatonal.

- Accesos:

Los accesos son horizontales y se construyen como salida de la rampa e ingreso a la veta. Por lo general incluyen un frontón de ventilación y una estación de carguío. Sus dimensiones son de 4.2 m de ancho x 4.0 m de alto.

El avance promedio de estas labores es de 4.0 m / disparo según datos de la Compañía.

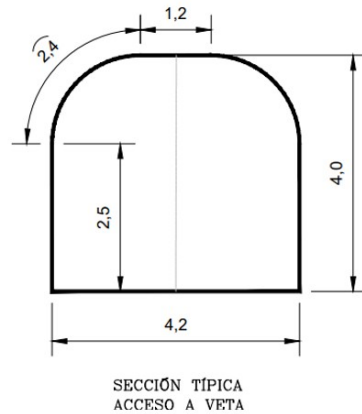


Figura 4.17: Sección Acceso a Veta.

- Frontones de Ventilación:

Son túneles estrechos (de 3.5 m x 3.5 m) y cortos que permiten construir chimeneas de ventilación hacia los niveles superior e inferior.

- Frontones de Acopio:

Son extensiones de los accesos de 7-8 m cuya función es acopiar mineral extraído del banco para agilizar el proceso de Carguío y Transporte. Tienen una capacidad de aproximadamente 120 toneladas.

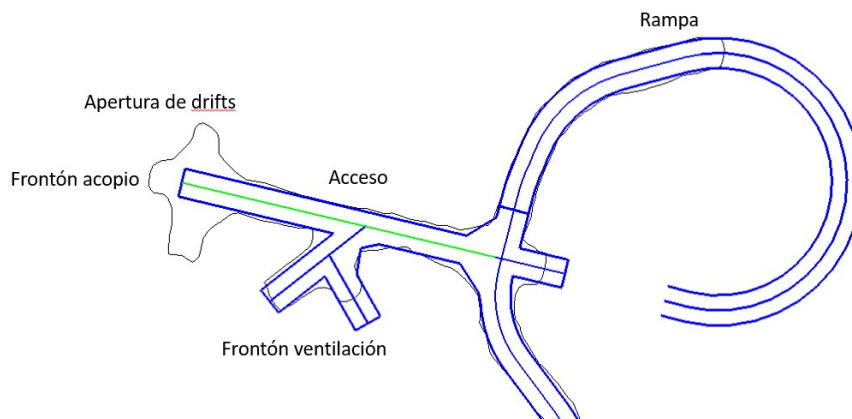


Figura 4.18: Ejemplo del diseño de labores: Rampa, Acceso, Frontón de Ventilación, Drifts (apertura) y Frontón de acopio.

- Drifts

Los drifts deben tener una sección de 3.5 m x 3.8 m como mínimo, definido por el ancho del balde del equipo LHD. Mientras que la sección máxima la define el ancho de la veta; esto es, si la veta tiene un ancho de 5 m, la sección del túnel debe ser igual, siendo el objetivo explotar toda la veta y no dejar remanentes en el túnel. En los desarrollos existentes de Dumbo se llegaron a construir drifts de 8 metros de ancho, por lo que hay antecedentes de que es factible técnicamente.

Luego, como se trata de vetas mineralizadas y no un cuerpo masivo, se debe ejecutar (cuando corresponda) la técnica del *split blasting*, esto es, realizar la tronadura de la veta, extraer el mineral, y luego realizar la tronadura de la parte estéril. A continuación se indica el ciclo de forma secuencial:

1. Marcación de geología: el geólogo de producción marca la veta, y la dirección hacia donde se debe seguir el drift como indicación para el operador de equipo Jumbo (Figura 4.20).
2. Perforar la frente: se elaboran distintos diagramas de perforación según el ancho e inclinación de la veta (Figura 4.19).
3. Realizar la tronadura de la veta (*split blasting*) (Figura 4.21).
4. Ventilación de 30 minutos como mínimo.
5. Extracción de mineral.
6. Acuñadura manual y/o mecanizada.
7. Tronadura o “desquinche” del estéril.
8. Ventilación de 30 minutos como mínimo.
9. Extracción de estéril.
10. Acuñadura manual y/o mecanizada.

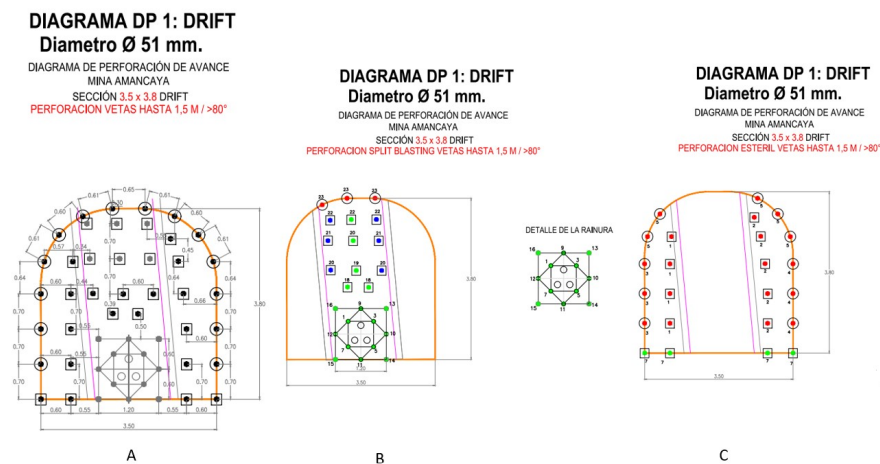


Figura 4.19: Ejemplo diagrama de *split blasting*. A: Diagrama de perforación. B: Diagrama de tronadura mineral. C: Diagrama de tronadura estéril.



Figura 4.20: Frente marcada con *split blasting*.



Figura 4.21: Resultado de tronadura *split blasting*.

El objetivo de esta técnica es reducir la dilución con el material de las cajas, que generalmente corresponde a estéril, o en este caso, puede corresponder a una veta de cobre que se quiera separar del mineral de oro.

El criterio para definir si se ejecuta un disparo con *split blasting* o sección completa depende de el ancho de la veta y la ley de la misma. Por lo general, cuando la veta

tiene un ancho mayor a 3.0 metros, no tiene sentido aplicar split blasting (2.3 m), ya que el ancho-ley sostiene el disparo a sección completa. Mientras que cuando esta tiene un ancho entre 1.0 - 2.9 m, se prefiere utilizar la técnica.

En el otro extremo, cuando las vetas son muy angostas, es decir, menores a 90 cm, lo más probable es que el disparo sea a sección completa ya que al agregar la dilución que implica pasar de 90 cm a 2.3 m, el mineral queda bajo de ley de corte de estos desarrollos (1.2 Au gpt).

La expresión que permite estimar la ley de la marina (mineral luego de ser explotado) es la siguiente:

$$Ley\ Marina = \frac{Ancho\ Veta \cdot Ley\ Veta}{Ancho\ Operativo} \quad (4.2)$$

donde el ancho operativo es 2.3 si es *split blasting* y 3.5 si es sección completa, o el ancho de la veta en el caso de que sea mayor a 3.5 m.

Por otro lado, como se observa en la secuencia descrita, el ciclo minero se multiplica casi por dos al utilizar esta técnica, y es por esto que el costo mina aumenta bastante respecto al de un SLOS convencional, con el trade-off de que aquí el túnel se construye en mineral, significando ingresos más tempranos.

4.2.4. Diseño de Desarrollos Verticales

- Chimeneas de Cara Libre:

Estas construcciones tienen como objetivo generar la primera cara libre en la explotación de un caserón, y por lo tanto se sitúan casi siempre en los extremos del mismo. Otra ocasión donde se utilizan es cuando existe un pilar de estéril o una losa y se debe volver a abrir la cara libre pasada esta.

Si bien no existe una metodología documentada para diseñar estas chimeneas, en la Compañía se han testeado por lo menos 5 diseños con distintas configuraciones de tiros, formas, número de escareados, entre otras variables. De todas las pruebas, la que mejores resultados ha tenido es la que se muestra a continuación:

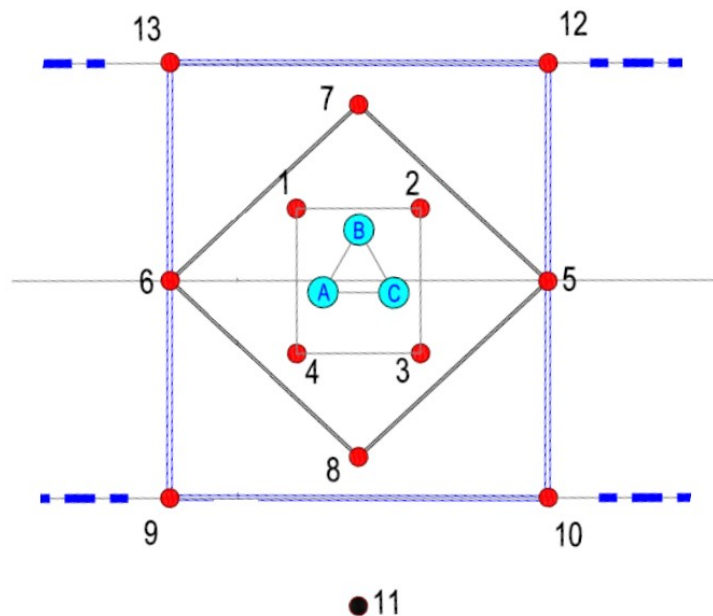


Figura 4.22: Diagrama de perforación Chimenea de Cara Libre con mejores resultados

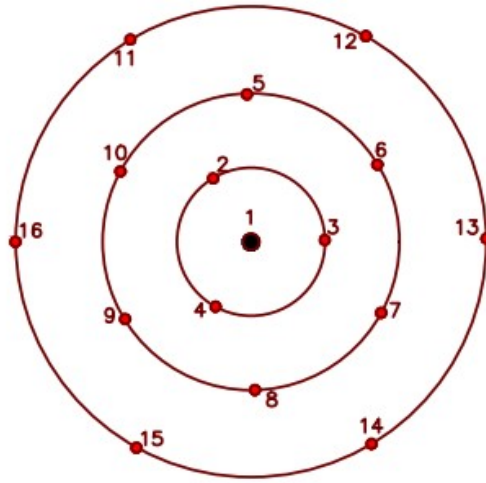
Como se observa, el diseño contempla 15 tiros más uno auxiliar cuya función es apoyar la tronadura después de haber iniciado todos los tiros de la chimenea. Ahora bien, como los 3 tiros centrales se escarean a 5" y cada tiro tiene generalmente 10.0-10.5 metros de largo, cada chimenea de cara libre compromete 190-200 metros de perforación vertical aproximadamente.

Por lo general las tronaduras de estas chimeneas tienen un factor de carga de 1,000-1,900 g de explosivo / tonelada a remover, dependiendo del sector y el diagrama de tronadura construido. En general, si el sector tiene un RMR muy alto, es decir, la roca es muy competente, se busca tener factores de carga sobre los 1,600 g/t, ya que si es menor existe la posibilidad de que no se generen la frecuencia de fracturas necesarias para abrir la cara libre.

Dados los buenos resultados que ha presentado este diseño de perforación, se sugiere utilizar el mismo para el proyecto en evaluación.

- Chimeneas de Ventilación:

Las chimeneas de ventilación entre niveles tienen un diámetro de 3 metros y su diseño contempla la perforación de 16 tiros a 3" más 1 tiro central escareado a 5" que actúa como cara libre.



Tiro 1 perforar a 3" y escariar a 5"
 Tiro 2 al tiro 16 perforar a 3"

Figura 4.23: Diagrama de perforación Chimenea de Ventilación Estándar

Estas chimeneas se construyen una vez que ambos niveles están desarrollados (el superior de forma completa y el inferior cuando está pasado el frontón de ventilación), de esta forma se agiliza el paso de aire desde los niveles superiores a los inferiores. Dada esta configuración, estas chimeneas tienen una longitud promedio de 10-12 metros y compromete 160-180 metros de perforación vertical.

La tronadura de las mismas se realiza en 3 fases o eventos distintos, siendo todos cargados por el nivel superior.

4.2.5. Diseño y Operación de Caserones

Respecto de los caserones, estos son diseñados con un ancho mínimo inicial de 2.08 m (o el ancho de la veta en caso de ser mayor), y 11 m de altura. Si al cubicarlos estos quedan bajo la ley de corte (2.2 Au gpt), se rediseñan a un ancho de 1.7 m - 1.5 m y se vuelve a evaluar, si aun queda bajo la ley de corte, entra en juego una decisión operacional en función de cuánto por debajo de la ley está. Si está levemente bajo la ley de corte, lo más factible operacionalmente es tronar esa porción de igual forma, ya que de lo contrario se pierde continuidad operacional y aumenta el costo por tonelada. Por el contrario, si esa porción del caserón queda muy por debajo de la ley de corte, se considera como estéril y queda como pilar.

Para la explotación se utilizan equipos de perforación Simba, los cuales perforan tiros ascendentes o descendentes de 10-20 metros, comenzando por los extremos de cada caserón y avanzando hacia el centro del mismo, donde se encuentra el acceso.

Una vez perforado todo el caserón o cumplido el plan de perforación a la fecha, el área de topografía realiza los *Réflex*, que permiten conocer la desviación de los tiros, y finalmente se procede a cargar los pozos con explosivo (Anfo / Anfo húmedo / Emulsión, según sea el caso)

y realizar las tronaduras, partiendo desde los extremos del caserón y acercándose hacia la cruceta (intersección del acceso con los drifts). Una vez se trona la cruceta el caserón queda cerrado.

En el caso en que la veta es muy angosta pero el caserón es económico con un ancho de 1.5 m - 1.7 m, se considera como reserva pero se puede realizar, si es factible según el sector, un proceso de perforación y tronadura con algunas diferencias:

- Se perforan dos tiros por corrida con un espaciamiento de 0.7 m y un burden entre corridas de 0.8 m.
- Se carga con explosivo sólo un tiro, en forma de zigzag, y el otro se carga sólo con cordón sísmico, esto es, un explosivo que funciona como precorte.

De esta forma, se puede lograr un corte limpio y que permite explotar vetas más angostas.

Por otro lado, cuando la mineralización queda bajo el último nivel del rajo, existe una alternativa de explotación usualmente llamada *Glory Hole*, el cual consiste en desarrollar un túnel de forma longitudinal a la veta (como un drift) y se explota utilizando como cara libre el rajo abierto, rompiendo hacia este (Figura 4.24). Este método fue utilizado en el primer nivel subterráneo de la mina Amancaya, dado que permite recuperar estas porciones de mineral y sus costos operacionales son bajos.



Figura 4.24: Glory Hole de Mina Amancaya. Vista N-S.

Al respecto, una parte de las reservas de Perseverancia se diseñan con este método, como se observa en la Figura 4.25.

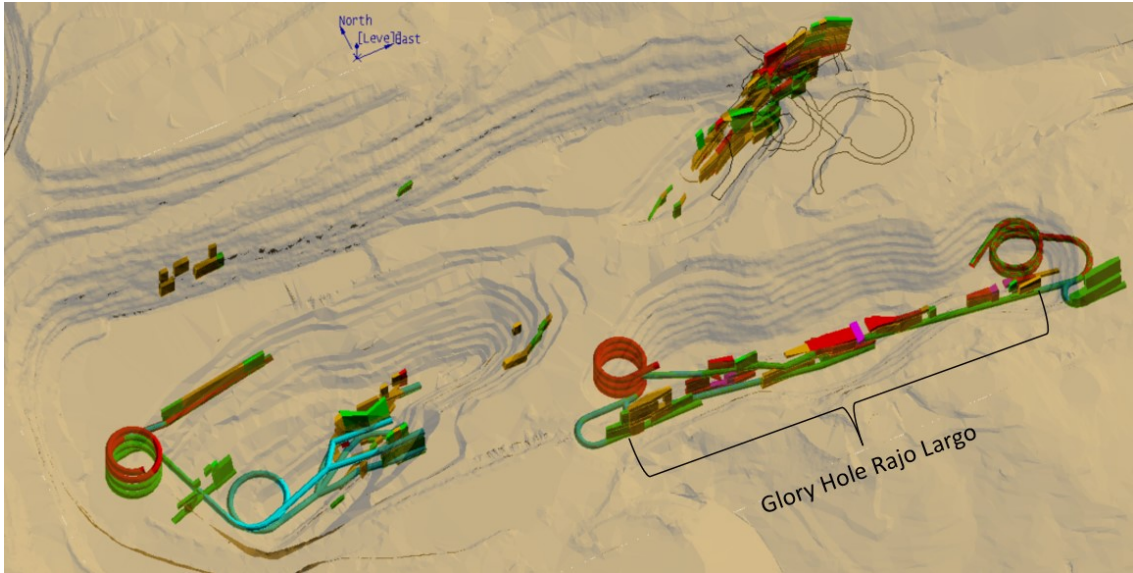


Figura 4.25: Glory Hole propuesto para Perseverancia. Vista isométrica.

4.2.6. Geomecánica

Como se discutió al comienzo, se debe considerar un pilar que permita explotar los depósitos subterráneos sin afectar la estabilidad del rajo.

La mayor parte de la literatura está centrada en métodos de hundimiento que no vienen al caso ya que Guanaco es minería de baja profundidad y por ende no está sometida a grandes niveles de esfuerzos, además de ser un método completamente distinto.

De cualquier forma, sí se debe estimar una losa que permita sostener el fondo del rajo cuando se comiencen a explotar las reservas que quedan debajo del mismo (Figura 4.26).

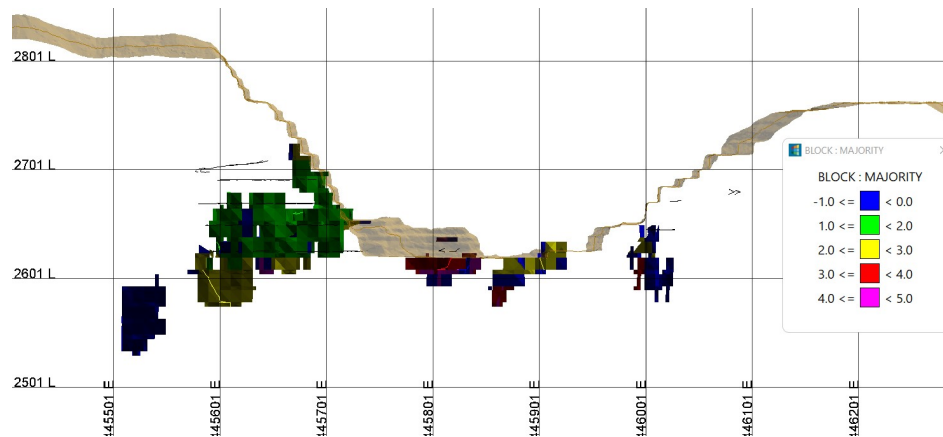


Figura 4.26: Perfil longitudinal de ejemplo de reservas que quedan bajo el rajo Dumbo.

Para estimar la losa se utiliza la metodología de Carter & Miller (1995), que se basa en la siguiente ecuación:

$$FS = \frac{S_c}{C_s} \quad (4.3)$$

donde FS es el factor de seguridad, que según Lunder y Pakalnis (1997) para un pilar estable debe ser de 1.4; S_c es el ancho crítico del pilar y C_s es el ancho escalado del pilar.

S_c se calcula con la siguiente expresión:

$$S_c = 3.3 \cdot Q^{0.43} \quad (4.4)$$

Mientras que C_s con la que se muestra a continuación:

$$C_s = S \sqrt{\frac{S.G.}{T \left(1 + \frac{S}{L}\right) (1 - 0.4 \cdot \cos(\theta))}} \quad (4.5)$$

donde:

- Q: Q de Barton. Se utiliza 5.1 (extraído de estudios geotécnicos de la compañía).
- S: ancho de la placa (m). Queda definido por el ancho del caserón a abrir que requiere la placa. En este caso es de 4.5 m, sin embargo se considera una dilución de 1.5 m por pared. Luego, $S = 7.5$ m.
- L: largo de la placa (m). Queda definido por el largo del tramo a explotar que requiere la placa. En este caso $L = 60$ m.
- T: espesor o alto de la placa (m). Es la variable a definir tal que el factor de seguridad sea ≥ 1.4 .
- S.G.: gravedad específica del macizo. En Guanaco es de 2.5.
- θ : manteos de discontinuidades presentes en placa ($^\circ$). Se utilizan 83° según datos levantados por la compañía.

Con esto se tiene que:

$$C_s = \frac{S_c}{FS} = \frac{3.3 \cdot 5.1^{0.43}}{1.4} = 4.75 \quad (4.6)$$

luego

$$T = \frac{2.5}{\left(\frac{4.75}{7.5}\right)^2 \cdot \left(1 + \frac{7.5}{60}\right) \cdot (1 - 0.4 \cdot \cos(83))} = 6.2 \text{ (m)} \quad (4.7)$$

Con esto, el alto mínimo de la placa necesario para un factor de seguridad de 1.4 es de 6.2 metros, asegurando de esta forma la estabilidad de la placa.

Por otro lado, cuando la veta colinda directamente con el rajo se pueden utilizar técnicas como el Glory Hole (solo si esta queda inmediatamente bajo el fondo del rajo, como en la Figura 4.27), o bien utilizar bancos del rajo como cara libre de un caserón (Figura 4.28).

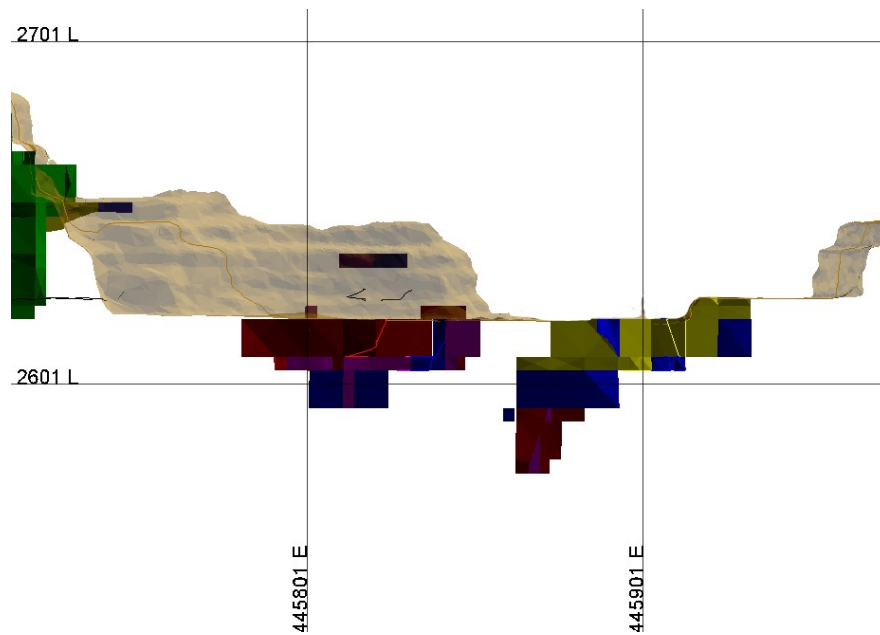


Figura 4.27: Perfil longitudinal de reservas que se podrían explotar mediante un Glory Hole.

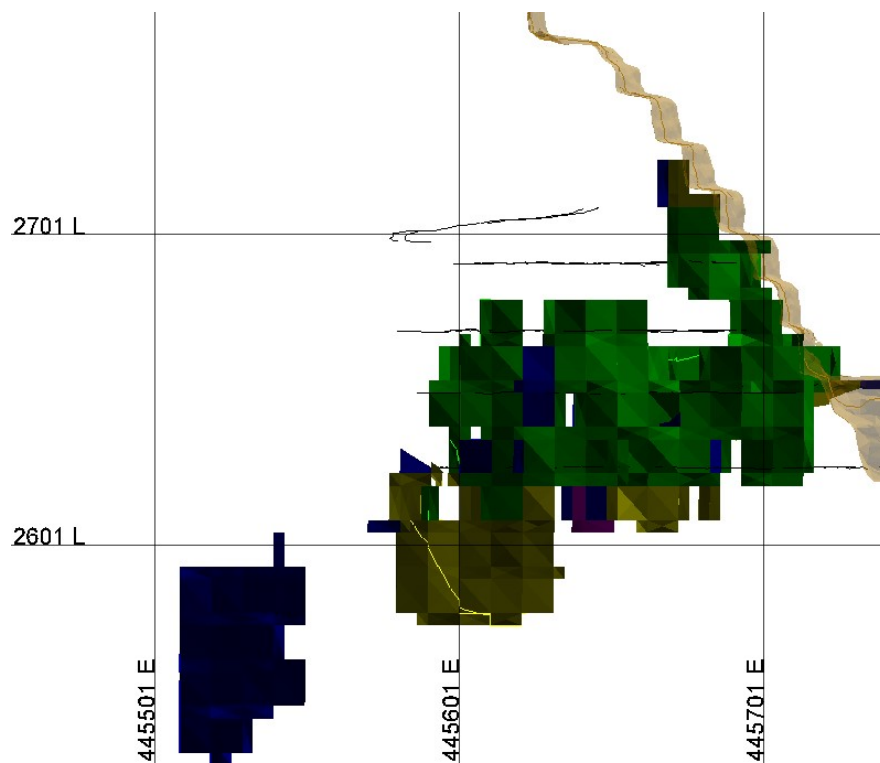


Figura 4.28: Perfil longitudinal de reservas que se podrían explotar rompiendo hacia la cara (bancos) del rajo.

Por otro lado, se debe evaluar la estabilidad geomecánica de los caserones diseñados. Para esto, se recurre al gráfico de estabilidad de Mathews (modificado por Potvin, 1988), el cual toma de input el Radio Hidráulico, esto es, una proporción entre el área y el perímetro del

caserón que representa la forma de la excavación, y el Número de estabilidad (N'), que representa la calidad de macizo y condición geotécnica del área a explotar.

A continuación se muestran algunos datos disponibles de N' estimados por la compañía:

Tabla 4.15: Número de estabilidad de Dumbo según sectores

Sector	N'	
	Techo	Paredes
Norte	5.47	11.49
Centro	5.47	11.49
Sur	5.47	11.49

Como se observa, el valor es el mismo independiente del sector (norte, central, sur).

A continuación se calcula el Radio Hidráulico de las paredes de los caserones, que son donde actúan los esfuerzos principales:

$$RH_{paredes} = \frac{\text{Área}}{\text{Perímetro}} = \frac{25 \cdot 11}{(2 \cdot 25 + 2 \cdot 11)} = 3.82 \text{ (m)} \quad (4.8)$$

Llevando lo anterior al gráfico de estabilidad (Potvin, 1988), se observa que las paredes de los caserones diseñados quedan en la zona definida como estable (Figura 4.29).

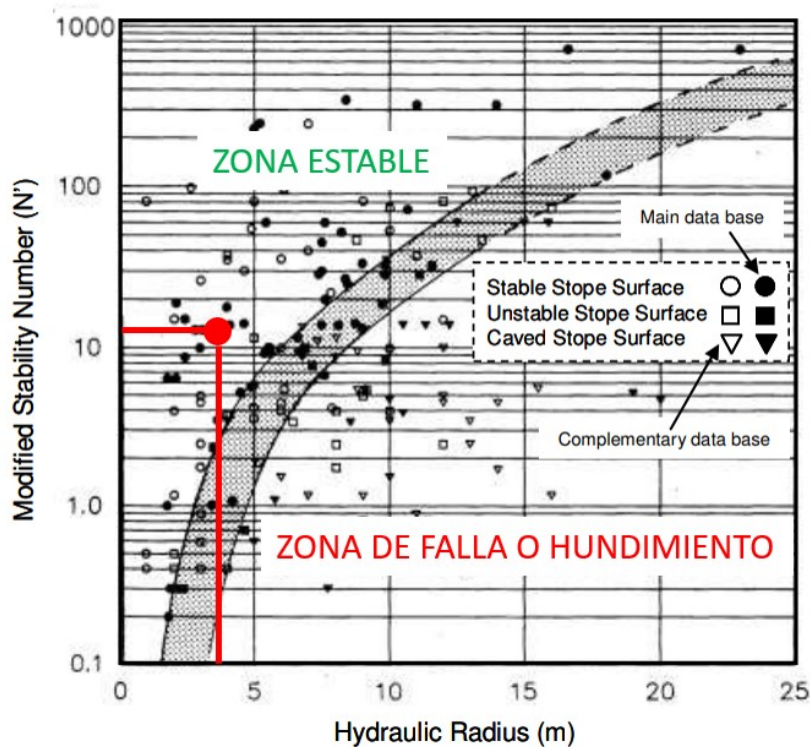


Figura 4.29: Gráfico de Estabilidad de Caserones.

Conclusión de lo anterior es que tal como fueron diseñados, los caserones se sostendrían

con un largo de 25 metros y una altura constante de 10 metros, pero considerando losas de 4 metros de altura cada 25 metros.

Por otro lado, el radio hidráulico máximo según el gráfico es de 6-7 para mantenerse dentro de la zona estable. Esto define que el largo máximo de caserón sin losa es de aproximadamente 40 metros.

$$w = \frac{2 \cdot h \cdot HR}{2 \cdot HR - h} = 43 \text{ (m)} \quad (4.9)$$

4.2.7. Control de Dilución

Tomando en consideración las sugerencias dadas por Villaescusa (Tabla 2.3) y los resultados de dilución revisados en la sección de Antecedentes, para la explotación de Guanaco se deben tener las siguientes consideraciones:

- Supervisión constante de la perforación:

El objetivo principal de este punto es minimizar el error de empare, ángulo de perforación, abatimiento, presiones de avance y percusión, revoluciones por minuto, entre otros que permitan mejorar la calidad de la perforación. Con esto se puede lograr reducir la re perforación y realizar tronaduras más eficientes.

Por otro lado, se propone implementar una cartilla de perforación donde los operadores registren problemas tales como cruce de pozos, drusas, entre otros.

- Control del levantamiento de collares
- Medición de tiros una vez perforados:

Es de suma relevancia levantar los tiros una vez estos hayan sido perforados para analizar la secuencia de salida y construir el diagrama de tronadura según la desviación de los tiros.

- Adoptar una malla de tronadura más pequeña cuando la veta sea muy angosta:

Está documentado por Yamana Gold (2012) que adoptando una malla de burden 0.6 m y espaciamiento entre tiros de 0.8 m (Figura 4.30) se logra reducir la dilución del mineral. Por lo mismo, para Guanaco se propone una malla de 0.8 m de burden y 0.7 m de espaciamiento como primera instancia, a modificar según los resultados. En esta malla sólo se debe cargar un tiro por corrida con ANFO, mientras que el otro debe ser cargado con cordón sísmico para actuar como precorte. Los tiros con ANFO deben ser cargados de forma zigzag y las tronaduras no deben ser mayores a 4 corridas por evento. Es decir, por evento de tronadura se explotarían aproximadamente 180 toneladas de mineral.

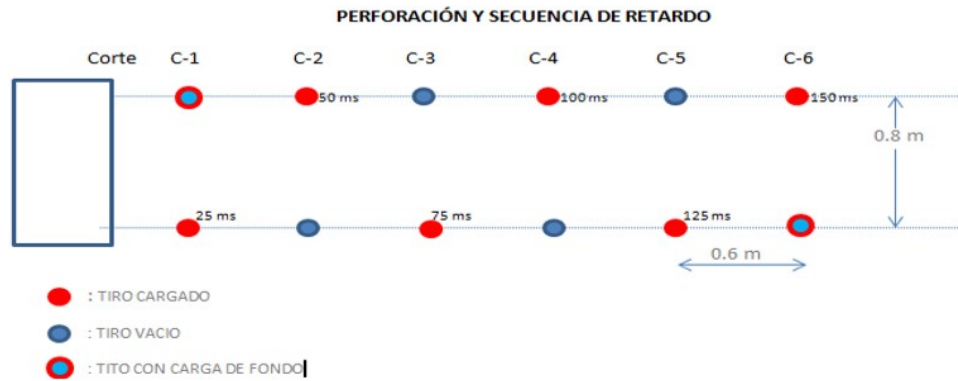


Figura 4.30: Diagrama de Tronadura para control de dilución en Pampa Augusta Victoria (Yamana Gold, 2012).

- Supervisar el carguío de explosivo:

Se debe corroborar el estado de los equipos, accesorios y elementos principales que participan en el carguío de explosivo, esto es, el jetanol, una correcta presión de aire para el carguío, que se respete el diagrama de carguío y la secuencia de salida según el diagrama de tronadura entregado.

- Implementar Mejora Continua:

Se deben extraer lecciones aprendidas de las tronaduras pasadas, con énfasis en los análisis de dilución porcentual y métrica, recuperación minera, granulometría, entre otros KPI que representan la calidad de la tronadura.

- Incorporar más variables en el análisis para la elaboración de diagramas de tronadura:

Como se comentó en el capítulo de antecedentes, es una práctica recurrente no considerar variables relevantes para la tronadura y que ciertamente afecta el resultado de la misma. Por esto, se debe considerar el tipo de roca, la presencia de fallas y drusas, tiros cruzados, dilución esperada, toneladas a remover, ajustar el factor de carga en función del sector a explotar, entre otros.

Respecto a los botaderos, como se aprecia en la Figura 4.4 los 3 depósitos tienen sus respectivos botaderos construidos. Por lo que se sugiere usar estos mismos, actualizando los diseños y capacidades por nivel en función de los nuevos tonelajes de estéril a extraer y manteniendo los parámetros geométricos ya utilizados como altura de niveles, ángulo de escurrimiento (que es natural del mineral e igual a 37°), entre otros.

Es relevante actualizar los diseños y capacidades considerando un posible informe entregable al Sernageomin, sin embargo, no está dentro de los alcances de este trabajo y queda propuesto para la siguiente etapa de evaluación.

Finalmente, se muestran plantas con el detalle del diseño elaborado para los 3 depósitos:

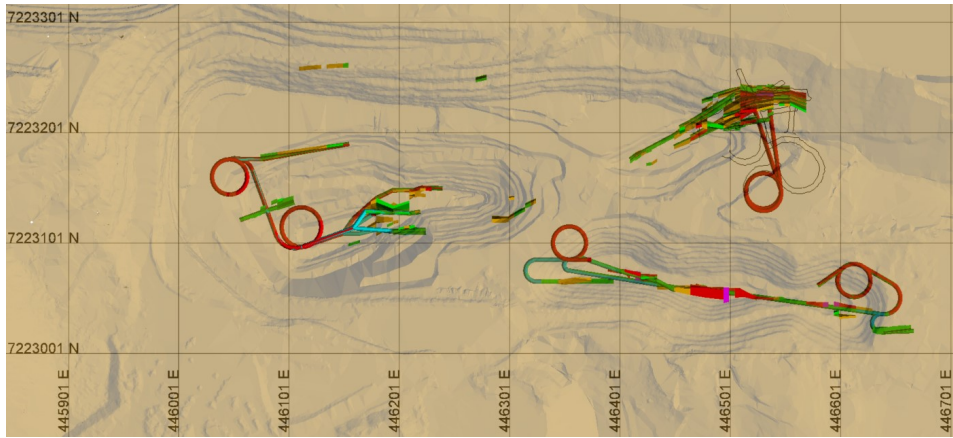


Figura 4.31: Planta Diseño Minero Mina Perseverancia.

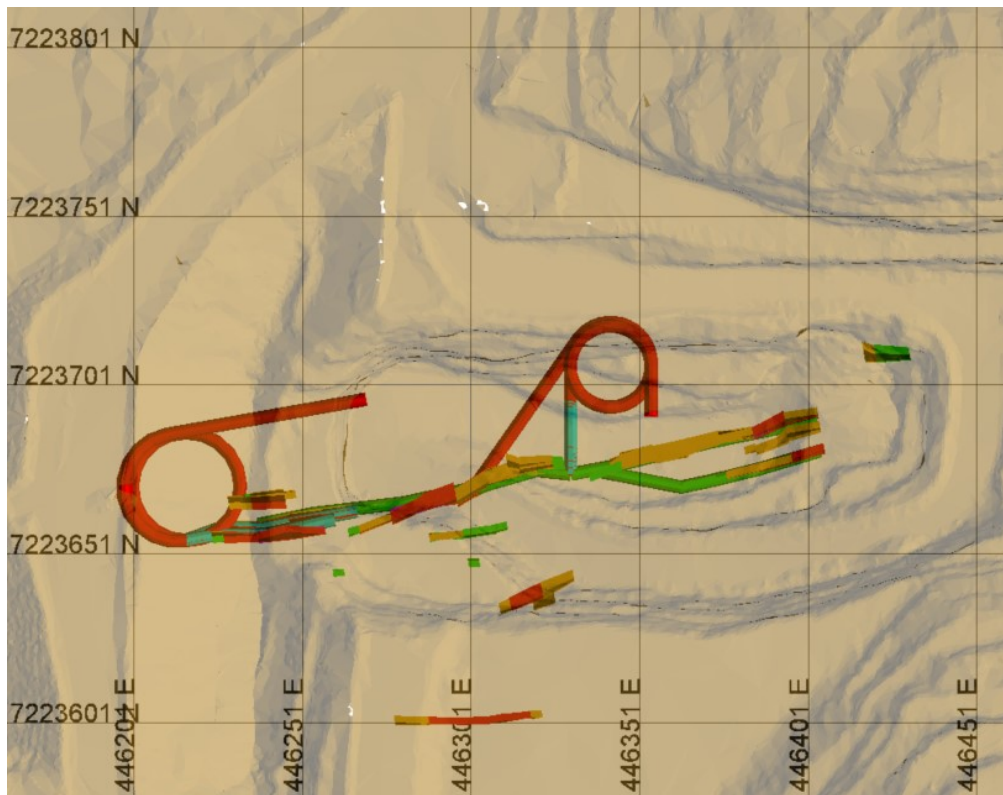


Figura 4.32: Planta Diseño Minero Mina Defensa.

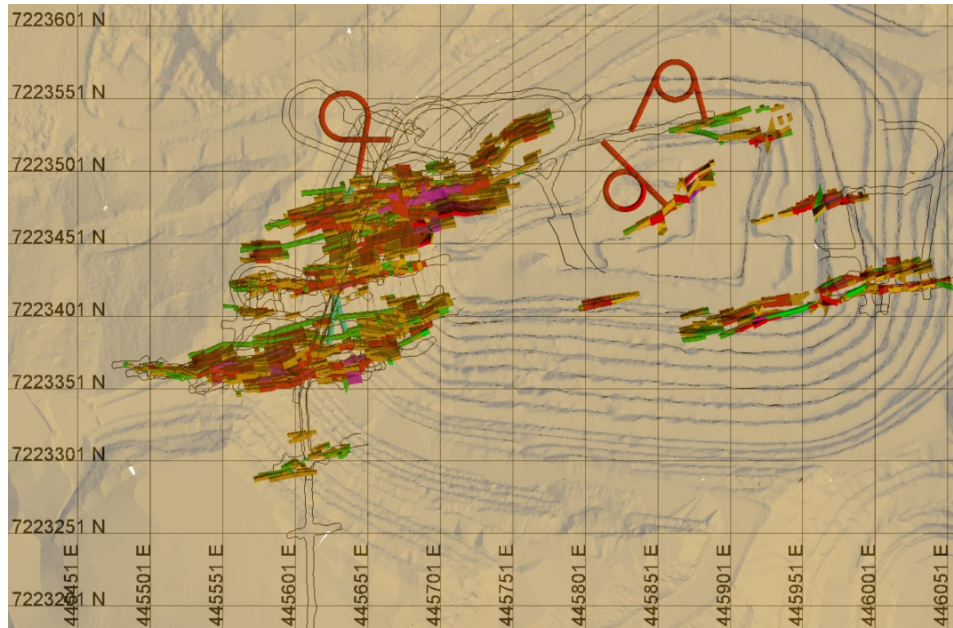


Figura 4.33: Planta Diseño Minero Mina Dumbo.

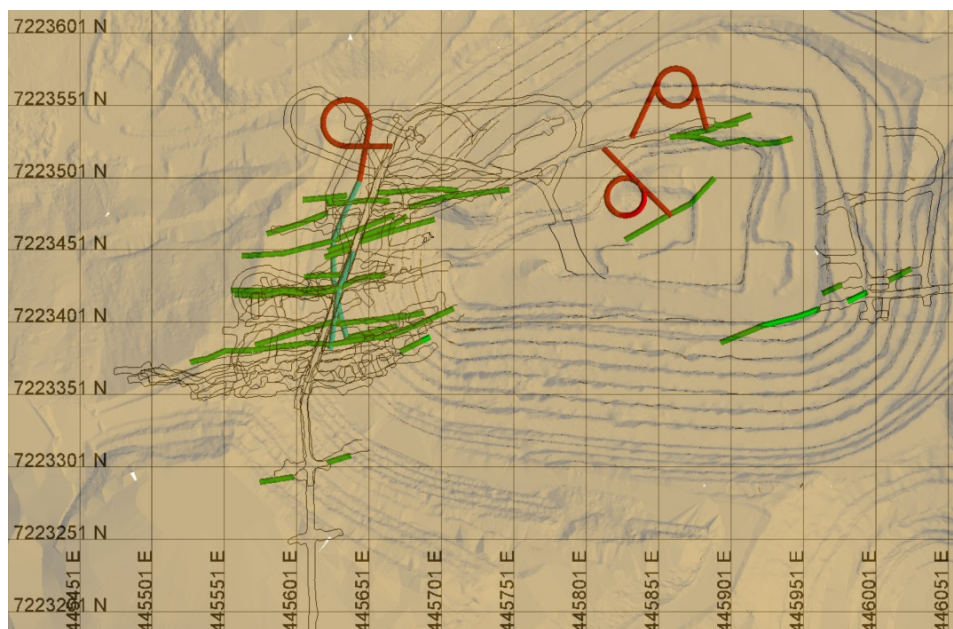


Figura 4.34: Planta Diseño Minero Mina Dumbo sin Unidades de Explotación.

Es relevante notar que en Dumbo muchos de los desarrollos necesarios para explotar las reservas ya están construidos (Figuras 4.33 y 4.34), lo cual permite ahorrar costos e inversión. Esto se da porque, como se comentó en los antecedentes, Dumbo fue explotado parcialmente de forma subterránea, pero la operación se discontinuó por los altos contenidos de cobre.

Ahora bien, el proceso de estimación de recursos y reservas ya considera esto, recordando que se utilizó como restricción para el módulo *stope optimiser* no construir unidades de explotación donde las reservas ya fueron explotadas con anterioridad.

4.2.8. Planificación Minera

Para elaborar el programa de producción se fijan como criterios:

- Inicio de explotación comienza en Dumbo, ya que tiene mayores reservas, de mejor ley, y más desarrollos construidos, lo cual permite tener ingresos más tempranos sin necesidad de construcción.
- Defensa y Perseverancia serán desarrollados a la vez, dado que tienen leyes similares.
- Se consideran rendimientos de avance horizontal, perforación vertical y movimientos mensuales basados en las operaciones antiguas y actuales de la compañía (Tabla ??), dado que a priori se utilizaría una flota de equipos muy similar o incluso la misma.
- Se consideran dos turnos por día de 12 horas cada uno, por 7 días a la semana.

Dado el diseño elaborado para los 3 depósitos, se tienen los siguientes metros según tipo de desarrollo para cada uno (Tabla 4.16):

Tabla 4.16: Metros de desarrollo por tipo de labor y depósito

Tipo Labor	Dumbo	Defensa	Perseverancia	Total
Rampa	673	1,555	1,532	3,760
Acceso	337	239	740	1,316
Drift	1,875	1,095	1,412	4,381
Frontón Ventilación	99	57	173	329
Total	2,984	2,945	3,857	9,787
%	30.5 %	30.1 %	39.4 %	-

Al respecto hay varias cosas que notar. En primer lugar, se observa que en Dumbo un 63 % de los metros totales son en Drift, mientras que solo el 37 % restante es en Rampas y Accesos. Esto se debe a los túneles ya desarrollados anteriormente.

Respecto a Defensa, la mayor parte de los desarrollos son en Rampas con un 53 % del total, dado que este depósito actualmente no tiene desarrollos subterráneos.

Analizando los totales por depósito, se observa que Perseverancia tiene un 29.3 % más de metros a desarrollar que en Dumbo a pesar de tener menos de un tercio de los recursos de este. Esto se da principalmente porque Perseverancia se explotó en 3 pits “no anidados”, y por ende para explotar las reservas remanentes de cada uno se deben construir rampas y accesos distintos y distantes entre sí.

A continuación se muestran los rendimientos tomados para distintos KPI pertinentes para realizar la planificación minera:

Tabla 4.17: Rendimientos por KPI para Planificación Minera

KPI	Unidad	Rendimiento
Metros verticales	Mb/día	300
Avances horizontales	Disparos/día	4
Rendimiento en Desarrollo	Metros/disparo	3.5
Rendimiento en Acceso	Metros/disparo	3.8
Rendimiento en Drift	Metros/disparo	3.3
Movimiento Mx (máx)	tpd	1,000
Movimiento Estéril (máx)	tpd	1,000
Movimiento Total (máx)	tpd	2,000

Como se trata de un subnivel open stoping, el método de explotación se aplica de forma descendente, es decir, se abren los caserones desde los niveles superiores hacia los inferiores.

Al haber distintas vetas paralelas, se forman especies de paneles, que se van explotando (o “banqueando”) de forma descendente, y en el caso de Dumbo “saliendo” de la mina, es decir, desde el caserón más lejano hasta el más cercano al portal.

En la siguiente tabla se muestra el Plan de producción para Dumbo.

Tabla 4.18: Plan Minero Mina Dumbo

Periodo		Estéril (t)	Mineral (t)	Au (gpt)	Ag (gpt)	Cu (gpt)	Au (oz)	Ag (oz)	
Año 1	Q1	Q1	18,820	48,202	5.28	19.34	4,591	8,183	29,972
	Q2	Q2	17,375	53,475	5.39	19.78	4,624	9,269	34,007
	Q3	Q3	18,224	58,991	3.92	19.75	4,456	7,428	37,449
	Q4	Q4	17,069	62,149	3.82	18.98	5,988	7,633	37,925
Año 2	Q1	Q5	-	65,884	5.40	12.40	4,425	11,445	26,266
	Q2	Q6	-	68,001	5.21	13.14	5,621	11,391	28,721
	Q3	Q7	-	68,844	7.25	12.88	5,243	16,043	28,508
	Q4	Q8	-	68,091	4.28	15.01	6,357	9,360	32,860
Año 3	Q1	Q9	-	63,210	4.68	14.85	4,821	9,516	30,179
	Q2	Q10	-	61,925	4.92	15.51	5,988	9,795	30,879
	Q3	Q11	-	57,881	4.89	12.28	5,239	9,100	22,852
	Q4	Q12	-	54,655	4.90	14.82	4,985	8,610	26,042
Año 4	Q1	Q9	-	38,343	5.21	13.82	3,448	6,423	17,037
	Q2	Q10	-	29,432	4.56	10.97	3,983	4,315	10,380
	Q3	Q11	-	-	-	-	-	-	-
	Q4	Q12	-	-	-	-	-	-	-
Total		71,488	799,083	5.00	15.30	5,096	128,510	393,077	

Como se observa, el plan elaborado da a Dumbo una vida útil de 3.5 años, en los que se explotarían 128,510 onzas de oro y 393,077 onzas de plata.

Si recordamos, Dumbo tiene 2,984 metros que construir, luego, como el rendimiento tomado de desarrollos horizontales es de 4 disparos día (2 por equipo), esto es, se desarrollan 14 metros diarios y 420 mensuales. Como cada disparo tiene un avance promedio de 3.5 m, el plan de desarrollos de Dumbo se completaría terminado el primer año y el resto de los periodos sólo se dedica a producción de caserones.

Se aprecia que el movimiento de mineral tiene un leve ramp-up el primer año antes de llegar al ritmo esperado promedio de 65 kt cada 3 meses. Esto principalmente por la habilitación de los sectores con servicios, reposición de fortificación, personal nuevo, logística, etcétera.

En la Tabla 4.18 se observa que desde el Q4 en adelante no se mueve estéril, lo cual puede parecer extraño a simple vista, sin embargo, se debe a que los desarrollos quedan completados en el primer año, por ende desde el mes 13 en adelante no se genera estéril de ninguna operación unitaria de la mina, al menos desde el punto de vista del plan.

Con esto, los equipos de perforación horizontal se pueden separar a partir del mes 13 (Q1 del Año 2), uno en Defensa y otro en Perseverancia. Dada esta distribución de los equipos, los rendimientos de avances horizontales disminuyen a la mitad, es decir, de 4 disparos día se pasa a 2 por depósito, avanzando en promedio 7 m/día en Defensa y Perseverancia.

A continuación se muestra el Plan Minero de Defensa de forma aislada, es decir, el Año 1 Q1 no corresponde al mismo que el del plan de Dumbo ni al de Perseverancia.

Tabla 4.19: Plan Minero Mina Defensa

Periodo	Estéril (t)	Míneral (t)	Au (gpt)	Ag (gpt)	Cu (gpt)	Au (oz)	Ag (oz)	
Año 1	Q1	14,727	15,239	3.52	20.51	566	1,725	10,049
	Q2	15,662	16,226	3.80	40.88	530	1,984	21,326
	Q3	16,729	17,541	3.69	46.17	356	2,081	26,038
	Q4	18,912	18,634	3.88	51.24	477	2,324	30,698
Año 2	Q1	18,724	18,661	3.47	48.19	781	2,082	28,912
	Q2	17,818	18,472	3.91	47.66	355	2,322	28,305
	Q3	18,929	17,284	3.66	45.81	498	2,034	25,456
	Q4	-	17,294	3.55	47.13	405	1,974	26,205
Año 3	Q1	-	-	-	-	-	-	-
	Q2	-	-	-	-	-	-	-
	Q3	-	-	-	-	-	-	-
	Q4	-	-	-	-	-	-	-
TOTAL	121,501	139,351	3.69	43.97	496	16,526	196,989	

El plan contempla una vida útil de 2 años, con una extracción de 139,351 toneladas de mineral a una ley de 3.69 gpt Au, 43.97 gpt Ag y 496 gpt Cu, totalizando 16,526 onzas de oro y 196,989 onzas de plata.

Los primeros 3 meses el movimiento de mineral es bajo ya que primero se debe construir la rampa, el acceso a la veta, y dos drifts de 145 metros entre ambos. Q2 y Q3 tienen un movimiento de mineral más estable y promedio de 17 kt, mientras que en el Q4 decae ya que se agotan las reservas.

Dado el plan de Dumbo y Defensa, el segundo equipo de perforación horizontal quedaría disponible para Perseverancia luego de 1.5 años. Sin embargo, notaremos en el plan a continuación que Perseverancia justamente termina sus avances horizontales en este mismo periodo.

A continuación se muestra el plan elaborado de Perseverancia:

Tabla 4.20: Plan Minero Mina Perseverancia

Periodo			Estéril (t)	Mineral (t)	Au (gpt)	Ag (gpt)	Cu (gpt)	Au (oz)	Ag (oz)
Año 1	Q1	Q1	23,955	11,687	2.21	2.87	904	830	1,077
	Q2	Q2	22,049	18,471	3.06	10.28	1,289	1,817	6,103
	Q3	Q3	24,842	25,322	3.04	27.69	442	2,478	22,539
	Q4	Q4	21,836	26,818	2.35	9.98	2,452	2,029	8,607
Año 2	Q1	Q5	21,625	27,682	2.87	13.18	307	2,558	11,730
	Q2	Q6	12,083	27,191	3.93	14.80	312	3,438	12,941
	Q3	Q7	11,346	28,914	3.14	27.86	620	2,919	25,902
	Q4	Q8	-	27,019	3.19	23.55	982	2,771	20,457
Año 3	Q1	Q9	-	27,778	3.07	21.18	789	2,742	18,916
	Q2	Q10	-	21,124	3.12	22.91	1,004	2,119	15,559
	Q3	Q11	-	-	-	-	-	-	-
	Q4	Q12	-	-	-	-	-	-	-
Total			137,736	242,006	3.05	18.49	892	23,701	143,832

Como se observa, el plan de Perseverancia contempla 242,006 toneladas de mineral con una ley de 3.05 gpt de oro, 18.49 gpt de plata y 892 gpt de cobre, totalizando 23.7 kOZ de oro y 143.8 kOZ de plata.

El ritmo promedio de extracción de mineral es de 31.7 kt cada 3 meses, es decir, 10,571 toneladas al mes. El Q1 del año 1 hay bajo movimiento de mineral ya que se debe construir desde 0 un portal y la respectiva rampa, llegando casi al fin del periodo al mineral. Asimismo llama la atención el Q2 del año 2, que tiene un movimiento de mineral bastante alto dado que quedan distintos caserones disponibles para ser perforados y explotados al inicio del periodo y se van generando otros durante el mismo.

Se debe notar que en los planes de Defensa y Perseverancia los ritmos de extracción de mineral son mucho menores que en Dumbo, y esto se debe principalmente a dos razones: 1) en Dumbo gran parte de la mina ya está construida, y por lo mismo muchos bancos ya están disponibles para ser perforados y explotados, sin necesidad de construir paulatinamente los desarrollos para llegar a ellos como sí se debe hacer en Defensa y Perseverancia. Es decir, el avance horizontal es un cuello de botella para la producción de banco (que es la principal); 2) en Dumbo se utilizan dos equipos de perforación radial fijos, mientras que en Perseverancia y Defensa sólo 1, esto reduce a la mitad el rendimiento de perforación vertical, y por ende en perforar un mismo caserón se demora el doble de tiempo.

Bajo estos dos puntos, se puede concluir que los planes de Defensa y Perseverancia tienen cuellos de botella asociados a los avances horizontales y rendimiento de perforación vertical (sólo 1 equipo en cada flota). No obstante lo anterior, como el 74 % de las onzas de oro totales están en Dumbo, es el proyecto principal y se le debe destinar más recursos. En este sentido Defensa y Perseverancia son explotados de forma secundaria, como reservas de apoyo, ya que si bien totalizan 33.5 koz de oro, requieren de bastante tiempo y esfuerzo operacional.

En la siguiente tabla se observa el plan minero consolidado de los 3 depósitos:

Tabla 4.21: Plan de Producción Consolidado

Mina	KPI	Unidad	Año 1				Año 2				Año 3				Año 4			
			Q1	Q2	Q3	Q4	Q1	Q2	Q3	Q4	Q1	Q2	Q3	Q4	Q1	Q2	Q3	Q4
Dumbo	Estéril	t	18,820	17,375	18,224	17,069												
	Mineral	t	48,202	53,475	58,991	62,149	65,884	68,001	68,844	68,091	63,210	61,925	57,881	54,655	38,343	29,432		
	Ley Au	gpt	5.28	5.39	3.92	3.82	5.40	5.21	7.25	4.28	4.68	4.92	4.89	4.90	5.21	4.56		
	Ley Ag	gpt	19.34	19.78	19.75	18.98	12.40	13.14	12.88	15.01	14.85	15.51	12.28	14.82	13.82	10.97		
	Ley Cu	gpt	4,591	4,624	4,456	5,988	4,425	5,621	5,243	6,357	4,821	5,988	5,239	4,985	3,448	3,983		
	Au OZ	oz	8,183	9,269	7,428	7,633	11,445	11,391	16,043	9,360	9,516	9,795	9,100	8,610	6,423	4,315		
	Ag OZ	oz	29,972	34,007	37,449	37,925	26,266	28,721	28,508	32,860	30,179	30,879	22,852	26,042	17,037	10,380		
Perseverancia	Estéril	t					23,955	22,049	24,842	21,836	21,625	12,083	11,346					
	Mineral	t					11,687	18,471	25,322	26,818	27,682	27,191	28,914	27,019	27,778	21,124		
	Ley Au	gpt					2.21	3.06	3.04	2.35	2.87	3.93	3.14	3.19	3.07	3.12		
	Ley Ag	gpt					2.87	10.28	27.69	9.98	13.18	14.80	27.86	23.55	21.18	22.91		
	Ley Cu	gpt					904	1,289	442	2,452	307	312	620	982	789	1,004		
	Au OZ	oz					830	1,817	2,478	2,029	2,558	3,438	2,919	2,771	2,742	2,119		
	Ag OZ	oz					1,077	6,103	22,539	8,607	11,730	12,941	25,902	20,457	18,916	15,559		
Defensa	Estéril	t					14,727	15,662	16,729	18,912	18,724	17,818	18,929					
	Mineral	t					15,239	16,226	17,541	18,634	18,661	18,472	17,284	17,294				
	Ley Au	gpt					3.52	3.80	3.69	3.88	3.47	3.91	3.66	3.55				
	Ley Ag	gpt					20.51	40.88	46.17	51.24	48.19	47.66	45.81	47.13				
	Ley Cu	gpt					566	530	356	477	781	355	498	405				
	Au OZ	oz					1,725	1,984	2,081	2,324	2,082	2,322	2,034	1,974				
	Ag OZ	oz					10,049	21,326	26,038	30,698	28,912	28,305	25,456	26,205				
Total	Estéril	t	18,820	17,375	18,224	17,069	38,682	37,711	41,571	40,748	40,349	29,901	30,275					
	Mineral	t	48,202	53,475	58,991	62,149	92,810	102,698	111,707	113,543	109,553	107,588	104,079	98,968	66,121	50,556		
	Ley Au	gpt	5.28	5.39	3.92	3.82	4.69	4.60	5.74	3.76	4.02	4.50	4.20	4.20	4.31	3.96		
	Ley Ag	gpt	19.34	19.78	19.75	18.98	12.53	17.01	21.46	19.77	20.11	20.85	22.18	22.85	16.91	15.96		
	Ley Cu	gpt	4,591	4,624	4,456	5,988	3,348	4,037	3,387	4,470	2,992	3,586	3,169	3,092	2,331	2,738		
	Au OZ	oz	8,183	9,269	7,428	7,633	14,000	15,192	20,602	13,713	14,155	15,555	14,053	13,355	9,164	6,434		
	Ag OZ	oz	29,972	34,007	37,449	37,925	37,392	56,151	77,086	72,164	70,821	72,125	74,211	72,704	35,952	25,940		

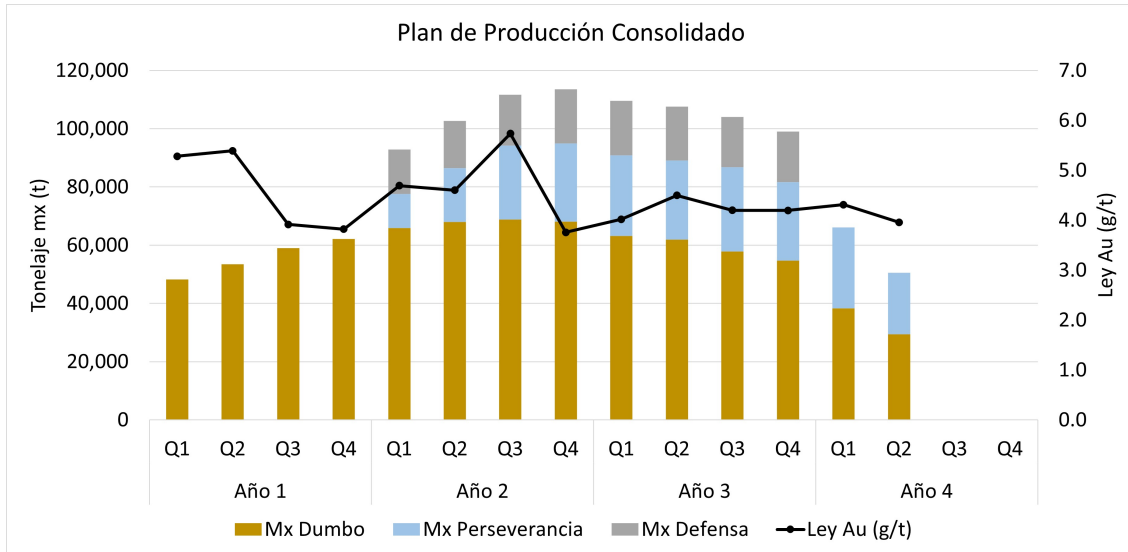


Figura 4.35: Plan de Producción Guanaco.

Tabla 4.22: Resumen Plan de Producción Consolidado

Mineral	t	1,180,440
Estéril	t	330,725
Ley Au	g/t	4.45
Ley Ag	g/t	19.34
Ley Cu	g/t	3690
Au OZ	oz	168,736
Ag OZ	oz	733,898
OZ GEO	oz	177,370

4.3. Procesamiento del Mineral

Dados los antecedentes hay dos procesos que vale la pena estudiar sobre el mineral de Guanaco, la flotación y el proceso SART. Sin embargo, por limitaciones de tiempo y recursos, para la realización de este trabajo sólo se exploró la primera mencionada, dejando el proceso SART como una alternativa muy prometedora a estudiar en el futuro con mineral de Guanaco.

4.3.1. Pruebas de Flotación

Se realizó un estudio metalúrgico de flotación sobre una mezcla de dos minerales de Au-Cu, denominados Dumbo 2670 (en adelante, Óxidos) y Sulfuro Defensa 7% (en adelante, Sulfuros). La mezcla 90 %-10 % de ellas se denominó MZ.

El objetivo del estudio fue mejorar la respuesta metalúrgica de la mezcla de ambos minerales (óxidos y sulfuros) en el proceso de flotación con énfasis en la concentración adecuada

de Au y Cu.

El plan de trabajo fue el siguiente:

1. Ejecutar 8 pruebas de flotación rougher con cinética de 3 concentrados sobre la mezcla, evaluando distintos colectores para encontrar el que maximice las recuperaciones.
2. Efectuar 1 prueba de flotación rougher con cinética de 6 concentrados sobre la mezcla.
3. Realizar 5 tests de flotación de ciclo abierto.
4. Ejecutar un análisis química de productos de flotación por Au y Cu.
5. Realizar un análisis granulométrico y químico por mallas de alimentación, relave y concentrado rougher.
6. Efectuar un análisis de As a muestras de test de ciclo abierto.

Las leyes determinadas para las muestras de cabeza fueron las siguientes:

Tabla 4.23: Análisis Químico de Cabezas

Muestra	Au (g/t)	Ag (g/t)	Cu (%)	Cu Ox (%)	% CuOx/CuT
Óxidos (Dumbo 2670)	2,58	10,98	0,38	0,097	25,26
Sulfuros (Defensa 7 % Cu)	2,06	243,50	14,42	6,22	43,13
Mezcla 90 %Óxidos-10 %Sulfuros	2,53	34,20	1,79	0,71	39,62

A continuación se detallan las condiciones base de operación de las pruebas de flotación Rougher:

Tabla 4.24: Condiciones base operación Pruebas Flotación Rougher

Parámetro	Unidad	Prueba de Flotación Rougher
Máquina de Flotación	-	Denver
Celda usada	Lts	2,4
Agitación	Rpm	1200
Porcentaje de Sólidos	%	33
Granulometría de Alimentación	micrones	P80=100
Tiempo de Acondicionamiento	min	2 minutos
Frecuencia de paletéo		Cada 10" de 0-3'. 3' en adelante: 15"

En la tabla 4.25 se resumen los rendimientos metalúrgicos obtenidos en los ensayos de flotación rougher.

De las pruebas efectuadas a $P_{80} = 100$ micrones, el mejor resultado fue el del test MZ-10, que obtuvo una recuperación de Au acumulada de 76 % a los 35 minutos, con ley acumulada de 13.92 gpt Au. Para cobre el mismo test obtuvo una recuperación acumulada de 68.93 %

con una ley de 8.3 % Cu.

Por otro lado, respecto al test donde se utilizó un P_{80} de 74 micrones, la recuperación de Au a los 35 minutos fue de 81.1 % con una ley de 9.19 gpt Au. Mientras que para el cobre los indicadores fueron de 69.4 % y 4.91 % Cu respectivamente.

Se estima que la mayor diferencia en recuperación se debió principalmente a la menor granulometría utilizada antes que a la modificación de los reactivos.

Referente a las pruebas de ciclo abierto, los resultados se muestran en la Tabla 4.26. Respecto a esto, se dan las siguientes observaciones:

- Test MZ-6: el uso de un tiempo de flotación rougher corto (10') afectó la recuperación de Au. Al hacer separación de arenas/lamas del relave rougher hubo pérdidas importantes de Au hacia la fracción de lamas, debido a que faltó tiempo de flotación rougher.

La remolienda del concentrado de arenas y posterior flotación cleaner de arenas aportó a la recuperación de Au, pero a costa de una baja muy significativa de la ley del concentrado.

Las dos etapas de flotación cleaner del concentrado rico elevó la ley del concentrado a un nivel máximo de 60.6 gpt Au.

El mejor resultado representativo de este test fue 48.0 % de recuperación de Au, con una ley de concentrado 32,14 gpt Au, obtenido en el producto Concentrado I Cleaner a 20' de flotación

- Test MZ-7: la remolienda a 90 % -325# aportó a la recuperación de Au pero también a costa de una baja de la ley. Desde una cabeza de 3.22 gpt Au subió hasta 13.5 gpt Au con 3' de flotación.

La remolienda del concentrado rico y posterior flotación cleaner elevó la ley del concentrado a un nivel máximo de sólo 56.6 gpt Au.

El mejor resultado representativo de este test fue 51.6 % de recuperación de Au, con una ley 36.0 gpt Au, obtenido en el producto Concentrado I Cleaner Rico a 20' de flotación.

- Test MZ-17: se evaluó la Remolienda a 90 % -325# de la fracción arenas del relave rougher y posterior flotación scavenger de esas arenas remolidas. Se aprecia un aporte adicional a la recuperación de Au (se supera de varias formas el 80 %), pero a costa de una baja muy significativa de la ley de concentrado, diluyendo el producto.

El mejor resultado representativo de este test fue 81,2 % de recuperación de Au, con una ley 8.5 gpt Au, obtenido en el producto Concentrado Rougher a 35' de flotación + Concentrado Scavenger Arenas 2'.

- Test MZ-18: con otra fórmula de reactivos, se evaluó la remolienda a 9% -325# de la fracción arenas del relave rougher y posterior flotación scavenger de esas Arenas Remolidas.

Al igual que en test MZ-17, se observa un aporte adicional a la recuperación de Au, hasta 87.9%, pero a costa de una baja muy significativa de la ley de concentrado, diluyendo el producto.

El mejor resultado representativo de este test fue 85.5% de recuperación de Au, con una ley 8.3 gpt Au, obtenido en el producto Concentrado Rougher a 35' de flotación + Concentrado Scavenger Arenas 2'.

- Test MZ-19: se evaluó la Remolienda a P80 aprox. 30 micrones de la fracción arenas del relave rougher junto al concentrado rougher Pobre (de 8' a 35') y posterior flotación scavenger de esas arenas remolidas.

Además, el concentrado rougher rico, logrado a 8' de flotación, fue sometido a flotación I cleaner. Al igual que en las pruebas anteriores, se observa un aporte adicional a la recuperación de Au, hasta 82.7%, pero disminuyendo la ley del concentrado.

El mejor resultado representativo de este test fue 67.2% de recuperación de Au, con una ley 44.8 gpt Au, y 3.98% del peso inicial, obtenido en el producto Concentrado I Cleaner acumulado a 10' de flotación. La recuperación de Cu en esa condición llegó a 56.3%, con una ley de concentrado acumulada de 24.19% Cu. Este concentrado final se logró al reflotar por 8' el concentrado rougher rico.

Sin embargo, la aplicación del proceso de Remolienda muy fina seguida de Flotación Scavenger al Concentrado Rougher Pobre y la Fracción Arenas del Relave Rougher, no consiguen adicionar material de ley aceptable al producto final.

Tabla 4.25: Resultados pruebas de flotación rougher y condiciones

Prueba	Tiempo, min	Rec en Peso, %	Rec. Au, %	Ley Conc Au, g/t	Rec. Cu, %	Ley Conc Cu, %	Colector	Espumante	Observaciones
Prueba MZ-8 - P80=100 micrones - pH=8,5 Rougher	3	4,42	48,2	31,6	47,35	19,1	Xantato Amílico de K: 30 g/t	D-400 (Glicol): 22,5 g/t	Cambio de Colector
	10	9,13	63,69	20,19	57,92	11,29	AP-208 (Ethil + SecButil Ditiiofosfato): 30 g/t	MIBC (Metil Isobutil Carbinol - Alcohol liviano): 30 g/t	XIBS por XAP, más recuperador.
	35	16,35	72,84	12,9	69,42	7,56			
Prueba MZ-9 - P80=100 micrones - pH=8,5 Rougher	3	4,33	49,01	32,8	48,32	19,46	MC-C300 (Diisobutil Monotiofosfato de Na): 30 g/t	D-400 (Glicol): 22,5 g/t	Cambio de Colector
	10	7,79	65,85	24,5	58,89	13,19	AP-208 (Ethil + SecButil Ditiiofosfato): 30 g/t	MIBC (Metil Isobutil Carbinol - Alcohol liviano): 30 g/t	XIBS por MC-C300
	35	14,22	72,48	14,78	70,35	8,63			
Prueba MZ-10 - P80=100 micrones - pH=8,5 Rougher	3	3,85	52,58	38,5	45,25	21,76	Matcol-663 (Mercaptobenzoilazole + Tionocarbamato): 30 g/t	D-400 (Glicol): 22,5 g/t	Cambio de Colector
	10	7,82	68,56	24,68	56,82	13,43	AP-208 (Ethil + SecButil Ditiiofosfato): 30 g/t	MIBC (Metil Isobutil Carbinol - Alcohol liviano): 30 g/t	XIBS por Matcol 663
	35	15,36	75,96	13,92	68,93	8,3			especifico para Au
Prueba MZ-11 - P80=100 micrones - pH=8,5 Rougher	3	4,24	58,05	36,4	43,72	18,60	RC-800 (Mercaptobenzoilazole + Tionocarbamato): 30 g/t	D-400 (Glicol): 22,5 g/t	Cambio de Colector
	10	8,46	65,31	20,59	55,88	11,92	AP-208 (Ethil + SecButil Ditiiofosfato): 30 g/t	MIBC (Metil Isobutil Carbinol - Alcohol liviano): 30 g/t	XIBS por RC-800
	35	15,45	73,93	12,72	67,01	7,82			especifico para Au
Prueba MZ-12 - P80=100 micrones - pH=8,5 Rougher	3	4,85	57,22	31,70	51,91	18,60	S-503 (Ditiiofosfato + Tionocarbamato): 30 g/t	D-400 (Glicol): 22,5 g/t	Cambio de Colector
	10	8,76	66,07	20,29	61,07	12,13	AP-208 (Ethil + SecButil Ditiiofosfato): 30 g/t	MIBC (Metil Isobutil Carbinol - Alcohol liviano): 30 g/t	XIBS por S-503
	35	15,77	73,38	12,51	70,55	7,78			especifico para Au
Prueba MZ-13 - P80=100 micrones - pH=8,5 Rougher	3	4,38	55,09	33,80	46,18	18,71	Maxgold-900 (Ditiocarbamato + Tionocarbamato): 30 g/t	D-400 (Glicol): 22,5 g/t	Cambio de Colector
	10	8,46	65,13	20,67	57,33	12,01	AP-208 (Ethil + SecButil Ditiiofosfato): 30 g/t	MIBC (Metil Isobutil Carbinol - Alcohol liviano): 30 g/t	XIBS por Maxgold-900
	35	15,79	73,04	12,43	66,91	7,52			especifico para Au
Prueba MZ-14 - P80=100 micrones - pH=8,5 Rougher	3	4,00	47,37	31,30	41,21	18,42	Xantato Isobutilico de Na: 30 g/t	D-400 (Glicol): 22,5 g/t	Cinética de
	10	8,39	60,86	19,14	54,98	11,70	AP-208 (Ethil + SecButil Ditiiofosfato): 30 g/t	MIBC (Metil Isobutil Carbinol - Alcohol liviano): 30 g/t	Flotación de la
	35	16,50	71,71	11,47	67,99	6,28			fórmula Estándar
Prueba MZ-15 - P80=100 micrones - pH=8,5 Rougher	3	5,32	52,75	29,40	47,05	15,56	DSP-1202: 30 g/t	D-400 (Glicol): 22,5 g/t	DSP-1202: Colector
	10	9,53	59,99	18,67	56,43	10,42	AP-208 (Ethil + SecButil Ditiiofosfato): 30 g/t	MIBC (Metil Isobutil Carbinol - Alcohol liviano): 30 g/t	para Enargita
	35	17,94	66,80	11,04	68,47	6,72			
Prueba MZ-16 - P90=74 micrones - pH=10,0 Rougher	3	7,14	68,53	26,80	56,17	13,72	AP-3894 (Dialquii Tionocarbamato): 40 g/t	D-250 (Glicol): 37 g/t	Prueba Tipo
	10	13,22	76,60	16,17	62,53	8,24	AP-208 (Ethil + SecButil Ditiiofosfato): 45 g/t		Minera Soledad
	35	24,63	81,09	9,19	69,37	4,91			

Tabla 4.26: Resultados pruebas de flotación ciclo abierto y condiciones

Prueba MZ-6- P80=100 micrones - pH=8,5	Tiempo, min	Rec en Peso, %	Rec. Au, %	Ley Conc Au, g/t	Distrib. Au, %	Rec. Cu, %	Ley Conc Cu, %	Colector	Espumante
Rougher 10' (Rico)	10	9,3	52,74	13,18	52,74	50,64	7,36	Xantato Isobutilico de Na: 30 g/t	D-400(Glicol): 22,5 g/t
Concentrado 1° Cleaner (Rico)	20	37,35	91,06	32,14	48,03	92,18	18,17		
II Limpieza Conc. Rico Sin Remolienda	3	32,66	69,43	68,33	33,35	69,63	38,73	AP-208 (Ethil + SecButil Ditiofosfato): 30 g/t	MIBC (Metil Isobutil Carbinol - Alcohol liviano): 30 g/t
	20	43,61 (1,52)	82,19	60,56	39,47	84,17	35,06		
Concentrado 1° Cleaner (Arenas)	12	28,86	80,55	11,23	12,12	41,73	2,08		
Conc. 2° Cleaner Rico 20'+Conc. 1° Cleaner Arenas 12'		4,03	51,60	29,80	51,60	43,20	14,50		

Nota: Entre paréntesis, el % de Peso que representa el producto Final respecto a la Cabeza Alimentada.

Nota: En Azul, los productos finales "Vendibles"

Prueba MZ-7- P80=100 micrones - pH=8,5	Tiempo, min	Rec en Peso, %	Rec. Au, %	Ley Conc Au, g/t	Distrib. Au, %	Rec. Cu, %	Ley Conc Cu, %	Colector	Espumante
Rougher 10' (Rico)	10	9,54	63,63	17,19	63,63	55,59	9,69	Xantato Isobutilico de Na: 30 g/t	D-400(Glicol): 22,5 g/t
	35	19,39	75,93	10,10	75,93	68,55	5,88	AP-208 (Ethil + SecButil Ditiofosfato): 30 g/t	IBC (Metil Isobutil Carbinol - Alcohol liviano): 30 g/t
Concentrado 1° Cleaner Remolido (Rico)	3	17,27 (1,65)	56,87	56,60	36,18	39,03	21,89		
	20	38,76 (3,70)	81,12	35,97	51,62	71,68	17,91		
Concentrado 1° Cleaner (Pobre)	12	20,64	56,63	8,84	6,96	22,83	2,42		
Conc. 1° Cleaner Rico 20'+Conc. 1° Cleaner Pobre 12'		5,73	58,58	26,36	58,58	42,80	12,42		

Nota: Entre paréntesis, el % de Peso que representa el producto Final respecto a la Cabeza Alimentada.

Nota: En Azul, los productos finales "Vendibles"

Prueba MZ-17- P90=74 micrones - pH=8,5	Tiempo, min	Rec en Peso, %	Rec. Au, %	Ley Conc Au, g/t	Distrib. Au, %	Rec. Cu, %	Ley Conc Cu, %	Colector	Espumante
Rougher y Remolienda Arenas Relave	35	23,76	77,47	9,00	77,47	69,49	5,00	Matcol-663 (Mercaptobenzotiazole+Tionocarbamato): 30 g/t	D-400(Glicol): 22,5 g/t
								AP-208 (Ethil + SecButil Ditiofosfato): 30 g/t	MIBC (Metil Isobutil Carbinol - Alcohol liviano): 30 g/t
	35'Ro+2'Scaveng	25,50	81,24	8,46	81,24	70,55	4,55		

Prueba MZ-18- P90=74 micrones - pH=10,0	Tiempo, min	Rec en Peso, %	Rec. Au, %	Ley Conc Au, g/t	Distrib. Au, %	Rec. Cu, %	Ley Conc Cu, %	Colector	Espumante
Rougher y Remolienda Arenas Relave	35	23,72	77,23	9,30	77,23	69,95	5,29	AP-3894 (Dialquil Tionocarbamato): 40 g/t	D-250 (Glicol): 37 g/t
								AP-208 (Ethil + SecButil Ditiofosfato): 45 g/t	
	35'Ro+2'Scaveng	29,37	85,54	8,32	85,54	72,57	4,43		

Prueba MZ-19- P90=74 micrones - pH=10,0	Tiempo, min	Rec en Peso, %	Rec. Au, %	Ley Conc Au, g/t	Distrib. Au, %	Rec. Cu, %	Ley Conc Cu, %	Colector	Espumante
Rougher y Remolienda Arenas Rve (Ap. P80=30 micrones)	Rougher: Aprox 8	3,09	65,62	56,40	65,62	54,80	30,32	AP-3894 (Dialquil Tionocarbamato): 40 g/t	D-250 (Glicol): 37 g/t
	Conc. Rico 8': Se li	3,98	67,19	44,84	67,19	56,30	24,19	AP-208 (Ethil + SecButil Ditiofosfato): 45 g/t	
	Conc Ra35'Ro+ Arenas Rve Rougher 35' a Rmd a. y Flot. Sva neger y luego Cleaner.								

Tabla 4.27: Resultados análisis granulométrico y químico por malla de alimentación, concentrado y relave rougher

ALIMENTACION				RELAVE ROUGHER								CONCENTRADO ROUGHER														
Malla Nº	Tamaño [µm]	Porcentaje Retenido [%]	Retenido Acumulado [%]	% Pasante Acumulado	Au [g/t]	Ley de Au Acum. [g/t]	Distribución Au Parcial [%]	Distribución Au Acumulado [%]	Porcentaje Retenido [%]	Retenido Acumulado [%]	% Pasante Acumulado	Au [g/t]	Ley de Au Acum. [g/t]	Distribución Au Parcial [%]	Distribución Au Acumulado [%]	Porcentaje Retenido [%]	Retenido Acumulado [%]	% Pasante Acumulado	Au [g/t]	Ley de Au Acum. [g/t]	Distribución Au Parcial [%]	Distribución Au Acumulado [%]	Malla Nº	Tamaño [µm]	Recuperación Au Por Malla [%]	Recuperación Cu Por Malla [%]
100	149	6,61	6,61	93,39	1,21	1,21	3,16	3,16	7,35	7,35	92,65	0,94	0,94	8,97	8,97	3,53	3,53	96,47	3,55	3,55	1,27	1,27	100	149	30,36	57,73
200	74	22,30	28,91	71,09	1,32	1,29	11,64	14,81	26,64	33,99	66,01	0,91	0,92	31,65	40,62	4,27	7,79	92,21	11,84	8,09	5,13	6,41	200	74	33,26	58,72
325	44	14,38	43,29	56,71	1,43	1,34	8,13	22,94	17,01	51,00	49,00	0,77	0,87	16,90	57,53	3,42	11,21	88,79	15,18	10,25	5,28	11,68	325	44	48,96	63,14
500	26	17,34	60,63	39,37	1,77	1,46	12,14	35,08	18,36	69,36	30,64	0,62	0,80	14,68	72,20	13,11	24,32	75,68	8,49	9,30	11,32	23,00	500	26	70,32	49,12
-500	-	39,37	100,00	-	4,17	2,53	64,92	100,00	30,64	100,00	-	0,70	0,77	27,80	100,00	75,68	100,00	-	10,01	9,84	77,00	100,00	-500	-	89,49	84,00
Total	-	100,00	-	Ley cabeza calculada	2,53		100,00		100,00	-	Ley cabeza calculada	0,77		100,00		100,00	-	Ley cabeza calculada	9,84		100,00		Total	-	75,45	71,47

En un estudio de flotación anterior de la Compañía se indicaba que el proceso combinado de flotación rougher (y generación del concentrado a venta) más la cianuración de las colas de flotación, alcanzaba cifras de recuperación global de Au sobre el 94 %.

Dadas estas observaciones, lo adecuado sería someter a cianuración conjunta los relaves rougher (a 8') y el relave I Cleaner.

Finalmente, se efectuó caracterización granulométrica y química por malla a alimentación, relave y concentrado de flotación cleaner, para analizar la distribución de pérdidas de Au/Cu y la recuperación de los metales por mallas (Tabla 4.27).

En la alimentación, el 64.9 % del fino de Au está bajo 500#. En el relave, en cambio, sólo el 30,6 % del fino está bajo 500#, lo cual significa mayor pérdida en tamaños gruesos e intermedios. Por otro lado, la recuperación de Au en partículas de tamaño fino y muy fino son altas (70.3 % en -400# + 500# y 89.5 % en -500#).

Respecto al análisis de As, se observa que en el caso del producto final más factible (Concentrado I Cleaner 10'), que representa una ley de Au de 44 g/t y recuperación global de Au de 67.2 %, el contenido de As alcanza un 3.65 % de una cabeza de 0.8 %, debido a la mineralogía de las muestras, con presencia importante de chenevixita, olivenita y enargita/tenantita, todos minerales que contienen arsénico.

A continuación se detallan las sugerencias que nacen a raíz del estudio de flotación:

- Efectuar un nuevo programa de pruebas de aplicación del óptimo actual sobre un compósito más representativo de lo que se planea explotar.
- Optimización conjunta de la flotación rougher y cianuración de las colas: se pueden mejorar los costos operacionales de ambas operaciones unitarias, de forma tal que se acorte el tiempo de flotación rougher, se disminuya el costo de reactivos de flotación, el consumo de energía, y el costo de inversión (asociado a menos celdas de flotación), al cianurar una cola de flotación de ley cercana a 1 gpt Au, que considere tanto el relave rougher como el relave I cleaner, y evitar así su recirculación, que ha quedado demostrado no aporta producto con una calidad comercializable.
- Respecto al alto contenido de arsénico en los concentrados finales: la cantidad de arsénico presente en el concentrado final hace difícil la venta directa del concentrado, sin un tratamiento convencional posterior, por lo que se requiere considerar como parte de la evaluación algunas técnicas no convencionales de tratamiento, ya sea para el mineral o para el concentrado final.

Se sugiere estudiar la flotación selectiva de arsénico, diseñado para separar la enargita, que consiste en hacer una flotación obteniéndose dos concentrados, uno de alto Arsénico y otro de bajo Arsénico, que es el concentrado que se comercializa. En este caso particular había que ver qué sucedería con el oro, pues a priori no se sabe si el oro va a quedar en el concentrado de alto o bajo arsénico. Otro proceso alternativo que se puede explorar es la lixiviación alcalina de los concentrados, que de igual forma permitiría eliminar o disminuir el problema del arsénico.

4.4. Evaluación Económica Base

Para la evaluación del proyecto se utilizó flujo de caja descontado. Esta metodología requiere proyectar anualmente el flujo de ingresos, los costos de operación y capital, royalties e impuestos. El resultado es un flujo de caja neto, que se actualiza a la fecha de evaluación y que totalizado representa el valor presente neto del proyecto (VPN o VAN), valorizado para una tasa de descuento determinada. Para el caso base del proyecto se consideró una tasa de descuento del 10 %. También se evalúa la Tasa interna de retorno (TIR), que corresponde a la tasa de descuento en que la valorización del proyecto da cero.

Para la evaluación económica base se consideraron los siguientes parámetros relevantes:

Precio Venta Doré	USD/oz	1,800
Recuperación Au	%	90 %
Recuperación Ag	%	80 %
MCF	%	85 %
Costo Mina	USD/t	55
Costo Planta	USD/ t_{mx}	35
Costo Adm	USD/t	10
Royalty	%	2.25 %

4.4.1. Ingresos

Considerando que el producto principal base del procesamiento de mineral es una barra de metal doré (esto es, una barra de aleación oro-plata), se calculan onzas equivalentes a partir de la siguiente ecuación:

$$\text{Onzas Equivalentes} = Au_{oz} + \frac{Ag_{oz}}{85} \quad (4.10)$$

Esta equivalencia se utiliza en la Compañía y nace a raíz de la proporción de precios del oro y de la plata (precio venta oro / precio venta plata), que históricamente es entre 85 y 95.

Con esto, los ingresos del proyecto corresponden a la venta de estas barras. Para esto debe considerarse un factor de conciliación (MCF), que corresponde a la confiabilidad que se le da a la estimación de los recursos, que por ser una evaluación de largo plazo, se considera en 85 %, y recuperación de oro y plata, que en este caso se utilizan 90 % y 80 % respectivamente. Finalmente, se utiliza un precio de venta del metal doré de 1,800 USD/oz eq.

Con esto, la ecuación para los ingresos es la siguiente:

$$\text{Ingresos} = \left(\frac{T_{mx} \cdot Au \cdot MCF \cdot Rec_{Au}}{31.10348} + \frac{T_{mx} \cdot Ag \cdot MCF \cdot Rec_{Ag}}{31.10348 \cdot 85} \right) \cdot 1,800 \quad (4.11)$$

4.4.2. Costos Operacionales

Respecto a los costos, se toman los siguientes basados en datos históricos y actuales de la Compañía, recordando que el método propuesto para este proyecto es muy similar al utilizado:

- Costo Mina = 55 USD/t
- Costo Planta = 35 USD/t
- Costo Adm/Generales = 10 USD/t
- Costo Refinación = 5 USD/oz eq
- Costo Metro desarrollo horizontal = 1,850 USD/m

4.4.3. CAPEX

La evaluación base considera el procesamiento del mineral con la planta actual, ya que los flujos de alimentación serían muy similares a los actuales de Amancaya y el flowsheet de procesamiento -a priori- el mismo. Dado esto, el capex asociado a la planta sería por los siguientes ítems:

- Administración Proyecto = 750 kUSD
- Ampliación Campamento = 200 kUSD
- Ampliación Depósito de Relaves = 100 kUSD
- Mantenición y reacondicionamiento general = 1 MUSD
- Contingencia del 15 % = 307.5 kUSD

Respecto a las minas subterráneas, se consideran los siguientes CAPEX:

- Generadores eléctricos = 600 kUSD
- Equipos de producción = 1.5 MUSD
- Equipos de carguío y transporte = 500 kUSD
- Equipos de apoyo = 300 kUSD
- Desarrollos (Rampas + 75 % de accesos + Frontones Ventilación). Se calcula por Q y agrega al flujo de caja según corresponde por periodo.
- Ventiladores = 500 kUSD
- Portales = 1 MUSD
- Infraestructura eléctrica = 200 kUSD
- Contingencia del 15 % = 690 kUSD

Vale destacar que si bien la Compañía ya cuenta con los equipos necesarios para la explotación de los 3 depósitos, se consideran de igual forma en la evaluación económica para ser más conservador en el caso de que se requiera alguna reposición o compra si es que alguno queda inutilizable.

Finalmente, también se considera una inversión en exploración para recategorizar los recursos inferidos en indicados o medidos. Para esto, se toma como costo 200 USD/m de sondaje (DDH). Luego, para todos los recursos inferidos se estiman aproximadamente 5,000 m de sondaje necesarios para recategorizarlos en su totalidad, resultando en una inversión total de 1 MUSD a ser repartidos en su mayor parte en los primeros períodos (mayores requerimientos de exploración) y en menor medida en los últimos.

4.4.4. Financiamiento

El análisis preliminar asume 100 % financiamiento interno.

4.4.5. Tasas

El proyecto es evaluado con una tasa de impuesto del 25 % (válido por la Compañía desde 2018) y una tasa de descuento base del 10 %.

4.4.6. Royalty

Se utiliza un royalty de 2.25 % dado por la Compañía.

4.4.7. Flujo de Caja

Con todo lo anterior, se presenta el flujo de caja del caso base:

Tabla 4.28: Flujo de Caja base

		AÑO				
		0	1	2	3	4
Ingresos Doré	USD		\$ 46,776,654	\$ 90,944,430	\$ 82,826,086	\$ 22,370,144
Costo Mina	USD		\$ -16,186,788	\$ -31,870,850	\$ -28,639,215	\$ -6,417,235
Costo Planta	USD		\$ -7,798,595	\$ -14,726,530	\$ -14,706,580	\$ -4,083,695
Costo ADM	USD		\$ -2,943,052	\$ -5,794,700	\$ -5,207,130	\$ -1,166,770
Utilidad antes de impuesto	USD		\$ 19,848,219	\$ 38,552,350	\$ 34,273,161	\$ 10,702,444
Impuesto (25% + Royalty)	USD		\$ -5,458,260	\$ -10,601,896	\$ -9,425,119	\$ -2,943,172
Utilidad después de impuesto	USD		\$ 14,389,959	\$ 27,950,454	\$ 24,848,042	\$ 7,759,272
Flujo de caja operacional	USD		\$ 14,389,959	\$ 27,950,454	\$ 24,848,042	\$ 7,759,272
CAPEX Mina	USD	\$ -5,290,000				
CAPEX Desarrollos	USD	\$ -	\$ -2,938,961	\$ -6,524,827	\$ -4,132,694	\$ -
CAPEX Exploración	USD	\$ -	\$ -571,429	\$ -171,429	\$ -171,429	\$ -85,714
CAPEX Planta	USD	\$ -2,357,500	\$ -2,357,500	\$ -2,357,500	\$ -2,357,500	\$ -2,357,500
Flujo de Capitales	USD	\$ -7,647,500	\$ -5,867,889	\$ -9,053,755	\$ -6,661,623	\$ -2,443,214
Flujo de Caja	USD	\$ -7,647,500	\$ 8,522,069	\$ 18,896,699	\$ 18,186,419	\$ 5,316,057

Con el flujo anterior se obtiene un VAN de 33 MUSD y una TIR \gg Tasa de descuento.

Es muy relevante notar que este flujo de caja no considera el problema que genera el cobre en la planta, ya que se consideran recuperaciones y costos planta estándar. Aun así, la idea

de realizar este flujo de caja es sentar una base desde donde partir el análisis.

4.4.8. Análisis de Sensibilidad

Se realiza un estudio de sensibilidad del VAN con {-15 %, -10 %, -5 %, +5 %, +10 %, +15 %} de los siguientes parámetros:

- Recuperación de Au
- Recuperación de Ag
- Costo planta
- Costo mina
- Ley Au
- Precio Venta

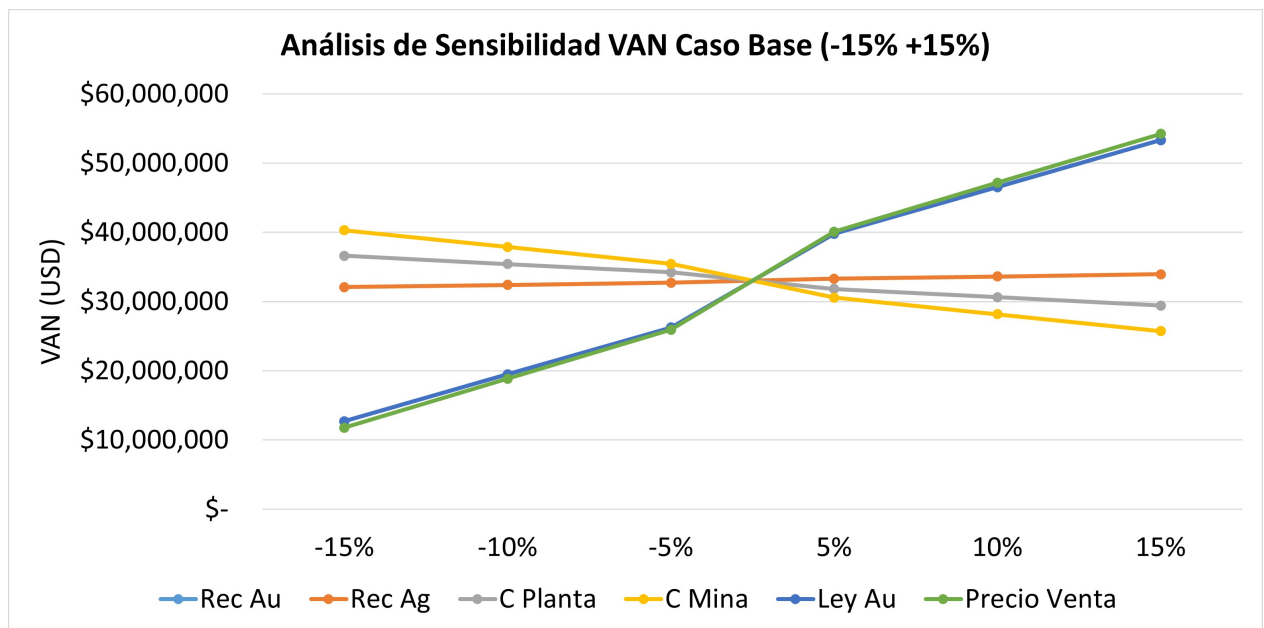


Figura 4.36: Análisis de Sensibilidad del VAN: Caso Base.

Como se observa en la Figura 4.37, los parámetros más relevantes para el VAN del proyecto base son el 1) precio de venta del producto, 2) la ley de oro y 3) la recuperación de oro.

Respecto a la recuperación de plata, se observa que el VAN es más bien insensible a su variación, lo cual tiene sentido ya que no es el producto principal y su existencia aporta de forma marginal a las utilidades, recordando que su precio de venta suele ser 85-95 veces menor que el del oro.

El costo mina produce variaciones pero en los casos estudiados el VAN sigue siendo positivo, mientras que el costo planta tiene una injerencia menor, ya que 1) es menor al costo

mina y 2) se aplica sólo al mineral y no al tonelaje total.

El menor VAN obtenido en la simulación es igual a 11.7 MUSD, con una variación del -15% en el precio de venta (1,530 USD/oz).

En función del eventual problema que generaría el alto contenido de cobre de Dumbo en la planta, se simula una recuperación de oro y plata de 70% y un costo planta de 45 USD/t (considerando el mayor consumo de cianuro). Con estos valores, el VAN simulado disminuye a -4.7 MUSD, con lo que se concluye el proyecto no sería rentable, soportando la decisión inicial de la Compañía de no explotar estos depósitos.

Sensibilizando las variables en *ceteris paribus*, el VAN del proyecto base pasa a ser negativo cuando:

1. Recuperación de oro < 68%.
2. Precio de venta < 1,380 USD/oz.
3. Costo Planta > 82 USD/t mx.

4.5. Evaluación Económica: Caso Flotación

El principal problema de las pruebas de flotación es el alto contenido de arsénico, generando un concentrado no comercializable tal como sale de la planta. Sin embargo, se puede explorar una alternativa considerando una planta de tostación, ya que según el contenido de cobre del concentrado sí sería comercializable (24.1%Cu).

4.5.1. Ingresos

En este caso de negocio los ingresos percibidos vienen la venta de concentrado de oro y cobre.

A continuación se muestran las expresiones para estimar el tonelaje de concentrado producible y sus contenidos de oro y cobre.

Inicialmente se calculan los finos contenidos en el mineral:

$$Fino_{Cu} (t) = T_{mineral} \cdot Ley_{Cu}(\%) \cdot Rec_{Cu}(\%) \quad (4.12)$$

$$Fino_{Au} (Oz) = \frac{T_{mineral} \cdot Ley_{Au}(g/t) \cdot Rec_{Au}(\%)}{31.10348} \quad (4.13)$$

Luego, se calcula el tonelaje de concentrado:

$$T_{concentrado} = \frac{Fino_{Cu}}{Ley_{Concentrado}} \quad (4.14)$$

Notar que esta expresión usa como input la ley del concentrado, dado que en este caso se usa como aproximación la resultante de las pruebas metalúrgicas.

Finalmente, la ley de oro del concentrado se puede estimar con la siguiente expresión:

$$Ley_{Auconcentrado} = \frac{Au_{fino} \cdot 31.10348}{T_{concentrado}} \quad (4.15)$$

Por otro lado, se deben considerar los descuentos por tratamiento (TC): 120 USD/t concentrado, refinación (RC) = 12 USD/oz recuperada (95 %), y pérdidas metalúrgicas del 5 %.

4.5.2. CAPEX

Según la literatura, las inversiones en plantas concentradoras van desde los 10,000 a los 30,000 USD/tpd. Como la Compañía ya posee equipos de chancado y molienda, gran parte de la inversión sería sólo en celdas de flotación, por lo tanto se supone una inversión de 8,000 USD/tpd. Luego, sumando las extracciones promedio de los 3 depósitos en régimen, y asumiendo también alimentación de otros orígenes, se considera una planta de 1,500 tpd.

Con esto, la inversión en la planta de flotación sería la expresada a continuación:

$$CAPEX \text{ FLOTACIÓN} = 8,000 \text{ (USD/tpd)} \cdot 1,500 \text{ (tpd)} = 12 \text{ MUSD} \quad (4.16)$$

Por otro lado, se considera una inversión de 3 MUSD en una planta de tostación para reducir el contenido de arsénico y producir así un concentrado comercializable.

4.5.3. Costos Operacionales

Respecto a los costos operacionales, se considera 25 USD/t mineral tratado para la planta de flotación y 50 USD/t concentrado para la planta de tostación.

4.5.4. Flujo de Caja

Tabla 4.29: Flujo de Caja: Caso Flotación

		AÑO				
		0	1	2	3	4
Ingresos Concentrado	USD		\$ 39,210,307	\$ 76,588,636	\$ 68,884,840	\$ 18,811,584
Costo Mina	USD		\$ -16,186,788	\$ -31,870,850	\$ -28,639,215	\$ -6,417,235
Costo Planta	USD		\$ -5,570,425	\$ -10,518,950	\$ -10,504,700	\$ -2,916,925
Costo Tostación	USD		\$ -128,794	\$ -188,046	\$ -157,488	\$ -34,144
TC/RC + Otros	USD		\$ -1,746,627	\$ -3,252,836	\$ -2,896,536	\$ -768,848
Costo ADM	USD		\$ -2,943,052	\$ -5,794,700	\$ -5,207,130	\$ -1,166,770
Utilidad antes de impuesto	USD		\$ 12,634,620	\$ 24,963,254	\$ 21,479,771	\$ 7,507,662
Impuesto (25% + Royalty)	USD		\$ -3,442,934	\$ -6,802,487	\$ -5,853,237	\$ -2,045,838
Utilidad después de impuesto	USD		\$ 9,191,686	\$ 18,160,767	\$ 15,626,533	\$ 5,461,824
Flujo de caja operacional	USD		\$ 9,191,686	\$ 18,160,767	\$ 15,626,533	\$ 5,461,824
CAPEX Mina	USD	\$ -5,290,000				
CAPEX Desarrollos	USD	\$ -	\$ -2,938,961	\$ -6,524,827	\$ -4,132,694	\$ -
CAPEX Exploración	USD	\$ -	\$ -571,429	\$ -171,429	\$ -171,429	\$ -85,714
CAPEX Planta Flotación	USD	\$ -12,000,000				
CAPEX Planta Tostación	USD	\$ -3,000,000				
Flujo de Capitales	USD	\$ -20,290,000	\$ -3,510,389	\$ -6,696,255	\$ -4,304,123	\$ -85,714
Flujo de Caja	USD	\$ -20,290,000	\$ 5,681,297	\$ 11,464,512	\$ 11,322,410	\$ 5,376,110

Con este flujo de caja, el VAN resultante es de 6.5 MUSD y la TIR de 24%, lo cual indica que el caso de negocio de flotación es rentable. Sin embargo, las utilidades no son muy atractivas considerando que se trataría de un proyecto de cerca de 4 años y contempla mucha inversión además de todo el cambio que implica pasar de un método de procesamiento a otro, para vender un producto completamente distinto.

4.5.5. Análisis de Sensibilidad

Se realiza un estudio de sensibilidad del VAN con {-15%, -10%, -5%, +5%, +10%, +15%} de los siguientes parámetros:

- Recuperación de Au
- Costo Planta
- Costo Mina
- CAPEX Planta
- Ley del Concentrado
- Precio Venta

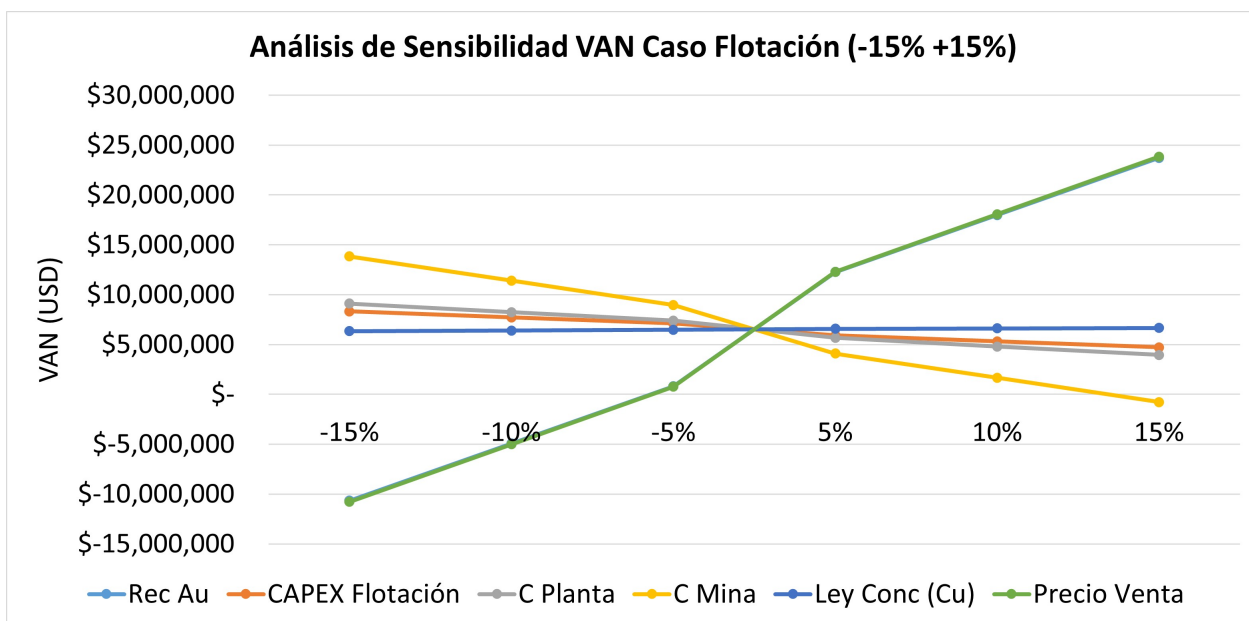


Figura 4.37: Análisis de Sensibilidad del VAN: Caso Flotación.

Como se observa, en este caso de negocio el VAN pasa a ser negativo cuando el precio o la recuperación de oro caen en 10 %, y cuando el costo mina aumenta en 15 %, superando los 63 USD/t.

El VAN aparenta ser menos sensible al costo planta, al CAPEX de la planta de flotación y a la ley del concentrado. Sin embargo esta última es determinante para comercializar el producto, por lo que su límite inferior es 20 %.

4.6. Evaluación Económica: Caso Planta SART

La Compañía tiene un proyecto de construcción y operación de una nueva pila de lixiviación con flujos de PLS de 340 m³/h. Con esto, se hace de más interés simular un caso de negocio con el proceso SART aplicado a futuras pilas con el mineral procedente de los depósitos estudiados.

4.6.1. Ingresos

En este caso de negocio los ingresos vienen de dos productos: la venta de barras doré (Au, Ag) y precipitado de cobre.

El ingreso percibido por venta de doré se calcula de igual forma que en el caso base.

Además, se percibiría ingreso por la venta de precipitado de cobre con una eficiencia de precipitación del 80 % y una ley de 65 %Cu, tomando estos supuestos de la literatura revisada en el respectivo capítulo.

Por otro lado, este segundo producto una vez vendido debe ser sometido a los mismos procesos que un concentrado de cobre, y por ende se deben aplicar los mismos descuentos que en la sección anterior además del cargo por flotación, que sería aproximadamente de 35

USD/t precipitado.

4.6.2. Costos Operacionales

según la literatura, el costo operacional promedio es aproximadamente 1 USD/lbCu producido o bien 1 USD/m³ de solución tratada. Los autores suelen recomendar utilizar la unidad de libras de cobre cuando la ley es alta, y m³ cuando es baja. Con lo anterior, se considera un costo operacional de 1.0 USD/lbCu producido para la planta SART.

4.6.3. CAPEX

Dado lo expuesto en la sección de Antecedentes, se toma una inversión de 50 kUSD/m³/h.

Según la literatura, la fracción de flujo de PLS a SART que maximiza el VAN, permite ahorrar hasta un 70 % de cianuro, entre otras ventajas operacionales, es de un 30-40 %. Para esta evaluación se considera un 35 %, esto es, 119 m³/h.

Con esto se tiene que:

$$CAPEX \text{ SART} = 50,000 \text{ (USD/m}^3\text{/h)} \cdot 340 \text{ (m}^3\text{/h)} \cdot 35 \% = 5.95 \text{ MUSD} \quad (4.17)$$

4.6.4. Flujo de Caja

Tabla 4.30: Flujo de Caja: Caso SART

		AÑO				
		0	1	2	3	4
Ingresos Doré	USD		\$ 46,776,654	\$ 90,944,430	\$ 82,826,086	\$ 22,370,144
Ingresos Precipitado Cobre	USD		\$ 4,947,719	\$ 6,521,238	\$ 5,289,215	\$ 1,005,859
Costo Mina	USD		\$ -16,186,788	\$ -31,870,850	\$ -28,639,215	\$ -6,417,235
Costo Planta Actual	USD		\$ -7,798,595	\$ -14,726,530	\$ -14,706,580	\$ -4,083,695
Costo Planta SART	USD		\$ -1,946,345	\$ -2,841,759	\$ -2,379,963	\$ -515,986
Costo ADM	USD		\$ -2,943,052	\$ -5,794,700	\$ -5,207,130	\$ -1,166,770
Utilidad antes de impuesto	USD		\$ 22,849,593	\$ 42,231,830	\$ 37,182,414	\$ 11,192,316
Impuesto (25% + Royalty)	USD		\$ -6,283,638	\$ -11,613,753	\$ -10,225,164	\$ -3,077,887
Utilidad después de impuesto	USD		\$ 16,565,955	\$ 30,618,077	\$ 26,957,250	\$ 8,114,429
Flujo de caja operacional	USD		\$ 16,565,955	\$ 30,618,077	\$ 26,957,250	\$ 8,114,429
CAPEX Mina	USD	\$ -5,290,000				
CAPEX Desarrollos	USD	\$ -	\$ -2,938,961	\$ -6,524,827	\$ -4,132,694	\$ -
CAPEX Exploración	USD	\$ -	\$ -571,429	\$ -171,429	\$ -171,429	\$ -85,714
CAPEX Planta SART	USD	\$ -5,950,000				
Flujo de Capitales	USD	\$ -11,240,000	\$ -3,510,389	\$ -6,696,255	\$ -4,304,123	\$ -85,714
Flujo de Caja	USD	\$ -11,240,000	\$ 13,055,565	\$ 23,921,821	\$ 22,653,127	\$ 8,028,715

Con el flujo de caja expuesto, el VAN resultante es de 42.9 MUSD y una TIR \gg Tasa de descuento, lo cual indica que el caso de negocio de Planta SART es rentable.

4.6.5. Análisis de Sensibilidad

Se realiza un estudio de sensibilidad del VAN con {-15 %, -10 %, -5 %, +5 %, +10 %, +15 %} de los siguientes parámetros:

- Recuperación de Au
- Recuperación de Ag
- Ley del Precipitado
- Costo Planta
- Costo Mina
- CAPEX Planta
- Precio Venta

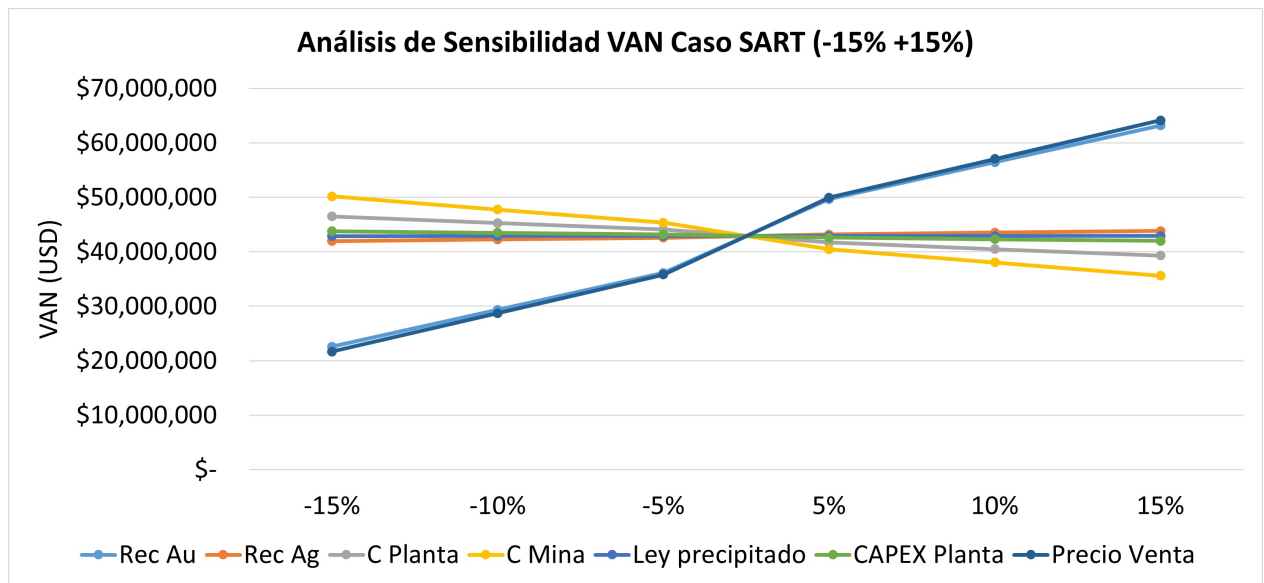


Figura 4.38: Análisis de Sensibilidad del VAN: Caso SART.

Se observa que al igual que en el caso base y de flotación, la variable que tiene más influencia en el VAN del proyecto es el Precio de Venta y la recuperación de oro. Por el contrario las variables de recuperación de plata, el costo mina y planta, el CAPEX planta y la ley del precipitado tienen menos influencia.

4.7. Comparación de Casos de Negocio

A continuación se muestra el VAN por caso de negocio:

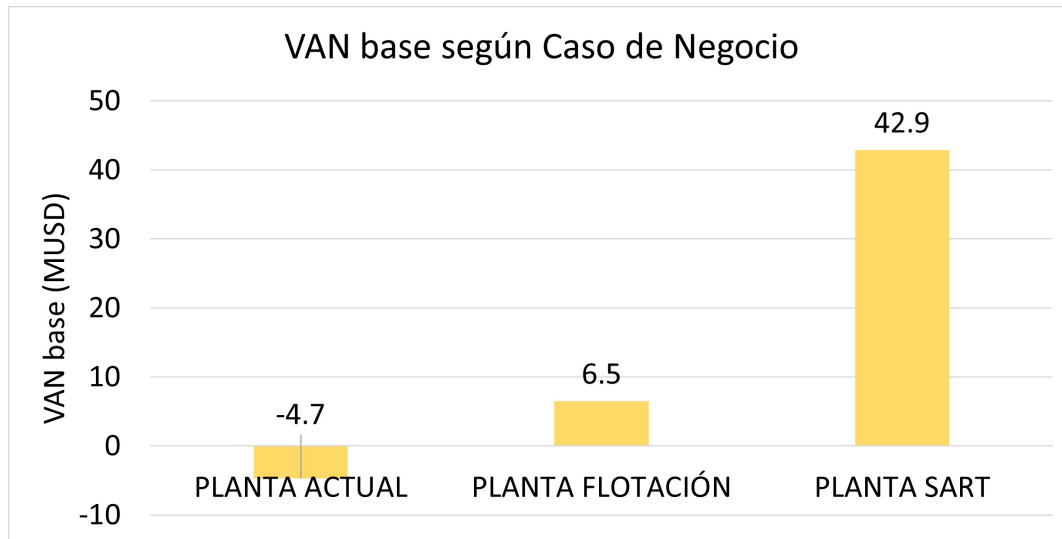


Figura 4.39: Comparación de VAN según Caso de Negocio.

Como se observa en los resultados (Figura 4.39), el negocio base considerando el problema del cobre no es rentable en términos de VAN, lo cual soporta la decisión inicial de la Compañía de no explotar estos depósitos con la planta de procesamiento que poseen.

Al estudiar el caso de flotación con los resultados de las pruebas metalúrgicas, se obtiene un proyecto con un VAN de 6.5 MUSD. Sin embargo, no sería un proyecto económicamente atractivo para la Compañía dado que implica vender un producto menos procesado y cambiar toda la línea de la planta, además de una serie de inversiones y cambios en la Compañía.

Finalmente, en el caso de la planta SART, se obtiene un proyecto con un VAN de 42.9 MUSD, cuyos ingresos vendrían de la venta de metal doré además de precipitado de cobre.

Económicamente, el caso de negocio de la Planta SART es por varios millones de dólares más atractivo ya que además de sumar ingresos por otra vía. La inversión total es mucho más baja que el caso de flotación, que además requeriría una planta de tostación.

Operativamente, si bien el proceso SART es una tecnología nueva y la Compañía tendría que asesorarse para su instalación, el flowsheet actual de la planta cambiaría mucho menos que con una planta de flotación. Además, el producto principal de la Compañía seguiría siendo barras de metal doré y no concentrado, el cual está sujeto a más descuentos por su posterior tratamiento y refinación.

Capítulo 5

Conclusiones y Sugerencias

Según la estimación de recursos y reservas, el mineral remanente explotable de los 3 depósitos se cuantifica en 1.18 Mt, con una ley media de 4.46 gpt Au, 19.6 gpt Ag y 0.42 % Cu, con un total de 169.2 koz Au y 745.5 koz Ag. La distribución de las onzas de oro es 76 % en Dumbo, 14 % en Perseverancia y 10 % en Defensa.

Considerando una explotación por el método Sublevel Open Stopping aplicado a vetas angostas, se permiten obtener ingresos más tempranos al construir drifts en mineral. Respecto a las rampas, se proponen formas circulares ya que permiten tener accesos más centrados a los drifts y además es más práctico cuando la mineralización es en vetas subverticales, como lo es en este caso.

Los depósitos Dumbo y Perseverancia ya fueron parcialmente explotados de forma subterránea, por lo que ya existen túneles que se pueden reutilizar como infraestructura mina una vez re acondicionados, permitiendo ahorrar inversión en desarrollos.

El plan de desarrollos horizontales en estéril y mineral para explotar las reservas considera 2,984 m en Dumbo, reutilizando varios desarrollos existentes, 2,945 m en Defensa, que no fue desarrollado de forma subterránea, y 3,857 m en Perseverancia, cuya diferencia se da porque las reservas están más diseminadas y por ende requiere la construcción de más desarrollos.

El plan de producción contempla extraer 50.6 koz equivalentes (Au/Ag) al año, con un ritmo de producción de 28.1 kt de mineral al mes y una ley media de 4.45 gpt Au y 19.34 gpt Ag. De esta forma, el proyecto propuesto tiene una vida útil total de 3.5 años, siendo Dumbo el depósito principal, mientras que Defensa (1 año) y Perseverancia (2.5 años) se explotan de forma secundaria.

Respecto a las pruebas de flotación llevadas a cabo, estas muestran resultados no muy alentadores asociados a una baja recuperación y alto contenido de arsénico en el concentrado final, lo cual no permitiría comercializar el producto. El mejor resultado obtenido fue de un 67.2 % de recuperación de Au, una ley de 44.8 gpt Au, obtenido en un concentrado de flotación cleaner a 10' de la prueba. La recuperación de Cu en esa condición llegó a 56.3 % con una ley de concentrado acumulada de 24.19 %.

La evaluación preliminar del proyecto resulta en un VAN de 33 MUSD, considerando una

tasa de descuento del 10 % base y una tasa de impuesto del 25 % (+ royalty de 2.25 %). Esta evaluación no considera el problema del cobre y sólo se lleva a cabo para sentar una base desde donde partir.

Para simular los efectos negativos que produciría el contenido de cobre, se sensibiliza el costo planta y la recuperación de oro, con lo cual el VAN cae a -4.7 MUSD, soportando la decisión inicial de la Compañía de no explotar estos depósitos con la planta de procesamiento actual.

Luego, se simula un caso de negocio con Flotación, cuyos ingresos vendrían a partir de la venta de concentrado de Au/Cu, el cual resulta en un VAN de 6.5 MUSD, lo cual resultaría poco atractivo para la Compañía dadas las inversiones que tendría que realizar, además de vender un producto completamente distinto y menos procesado, dejando sin utilidad la planta actual.

Finalmente, se evalúa el caso de negocio con Planta SART, el cuál además de mantener los ingresos por venta de metal doré, percibiría los relacionados a la venta de precipitado de cobre. El VAN base de este caso de negocio resulta en 42.9 MUSD y es el más atractivo de los evaluados.

Comparando los casos de negocio estudiados, el más atractivo económica y operativamente es el que considera invertir en una Planta SART, ya que permite: mantener la planta actual y el producto principal, disminuir el problema que generaría el alto contenido de cobre, generar precipitado de cobre comercializable, y regenerar parte del cianuro que se utiliza en el procesamiento.

Pese a lo anterior, en la literatura no se encuentran antecedentes de Plantas SART con contenidos de cobre superiores a 0.5 %, por lo que es de suma relevancia realizar estas pruebas con mineral de Guanaco y en particular el de Dumbo, que tiene mayores leyes de cobre.

Dentro de las sugerencias a considerar se tienen:

- Estudiar la factibilidad geotécnica y operacional de hacer caserones dobles, es decir, con el doble de altura, y lograr de esta forma reducir el CAPEX asociado a construir menos niveles mina.
- Si se considera la flotación oro-cobre, realizar pruebas de lixiviación alcalina o flotación selectiva del arsénico, con el objetivo de generar un concentrado más limpio y comercializable. Además, se debe tomar la sugerencia de las pruebas de flotación, que implica optimizar de forma conjunta la flotación rougher (con los reactivos utilizados en el test con mejores resultados) y cianuración de las colas, lo cual permitiría disminuir costos de la operación.
- Realizar un estudio para verificar la factibilidad de aplicar el proceso SART en el mineral de los depósitos, con énfasis en el de Dumbo ya que es el que tiene mayores leyes de cobre, con recursos que tienen leyes sobre 10,000 ppm.
- Realizar estudios de consumo de cianuro en función de la ley de cobre del mineral y asociarlo al costo planta, para sensibilizar el VAN con mayor certeza.

- Estudiar la posibilidad de mezclar el mineral de Dumbo con el de Perseverancia y Defensa, ya que esto podría disminuir el contenido total de cobre que se alimentaría a la planta.
- Una vez iniciados los desarrollos de los distintos depósitos ingresar tempranamente a la veta (drifts), de tal forma de validar los parámetros geométricos de diseño contrastándolos con la realidad geotécnica de los respectivos sectores.
- Respecto a los botaderos, si bien los 3 depósitos cuentan con el respectivo, se deben actualizar los diseños y capacidades en función de los nuevos tonelajes de estéril a remover, manteniendo los parámetros geométricos como altura de nivel y ángulo del talud.

Bibliografía

- Adams, M., Lawrence, R., Bratty, M. (2008). Biogenic sulphide for cyanide recycle and copper recovery in gold–copper ore processing. *Minerals Engineering*, 21(6), 509–517.
- Bakhtavar, E., Oraee, K. y Shahriar, K (2010). Determination of the Optimum Crown Pillar Thickness Between Open Pit and Block Caving. *Proceedings - 29th International Conference on Ground Control in Mining, ICGCM*.
- Bobozoda, S., Boboev, I. R., Strizhko, L. S. (2017). Gold and copper recovery from flotation concentrates of Tarror deposit by autoclave leaching. *Journal of Mining Science*, 53(2), 352–357.
- Bulatovic, S.M. (1997). An Investigation of the Recover of Copper and Gold from Igarape Bahia Oxide Copper-Gold Ores.
- Bulatovic, S.M. (2010). *Handbook of Flotation Reagents: Chemistry, Theory and Practice*.
- Carter, T., Miller, R. (1995). Crown-pillar risk assessment-planning aid for cost-effective mine closure remediation.
- Chacón, L., Ruiz, F., Zapico, R. (2005). Flotation of gold-copper ores with minimal arsenic recovery. *Revista De Metalurgia*, 41(Extra), 390–394.
- COCHILCO. (2017). Análisis del proceso de evaluación ambiental de los proyectos mineros.
- Estay, H., Bustos, S., Arriagada, F. (2008). El proceso SART: Una oportunidad para yacimientos de Oro-Cobre.
- Estay, H., Gim-Krumm, M., Seriche, G., Quilaqueo, M., Barros, L., Ruby Figueroa, R., Romero, J. y Troncoso, E. (2020). Optimizing the SART process: a critical assessment of its design criteria.
- Ford, K., Fleming, C., Henderson, R., (2008). Application of the SART process to heap leaching of gold-copper ores at Maricunga, Chile. 40th Annual Meeting of the Canadian Mineral Processors, Ottawa, January 22-24.
- Guido, D., Jovic, S. (2014). Caracterización del depósito epitermal de alta sulfuración El Guanaco, Antofagasta, Chile.

- Guzman, G., Acosta E., (2009). Proceso SART y su influencia en el proceso CIC Minera Yanacocha S.R.L. 29 Convención Minera, Perumin 2009, Arequipa, Perú, Septiembre 14-18.
- Jovic, S., Páez, G. (2021). Caracterización estructural del sistema de ledges y clavos mineralizados del sector Cachinalito, mina El Guanaco, región de Antofagasta, Chile.
- Lappalainen, P., Pitkajarvi, J. (1996). Dilution control at Outokumpu mines.
- Lerchs, H., Grossmann, I. (1964). Optimum Design of Open-Pit Mines - Joint C.O.R.S. and O.R.S.A. Conference, Montreal.
- Lunder, P.J., Pakalnis, R., (1997). Determination of the strength of hard-rock mine pillars. Bull. Can. Inst. Min. Metall. 90; p. 51-55.
- Mutambo, V. (2021). Impact of ore dilution on the technical and economic performance of a mining enterprise. 1. 149-155.
- Nguyen, H., Wong, P. (1997). Copper interaction during the dissolution of gold.
- Permuy, C., Paez, G., Guido, D., Jovic, S., Galina, M., Osorio, J. (2015). Geología y mineralizaciones asociadas en el Distrito Minero El Guanaco.
- Potvin, Y., Hadjigeorgiou, J. (1988). The stability graph method for open stope design. 513-520.
- Rojas, N. y Bustamante, N. (2007). Copper dissolution from cupric ferrite in conventional cyanidation.
- Sanguinetti, D., Mohammadi, F., Lopez, O. (2014). SART to remove zinc and copper from a silver Merrill Crowe barren leach solution.
- SLR Consulting. (2022). Technical Report on the Guanaco-Amancaya Operation, Antofagasta Region, Chile.
- Stewart, M., Kappes, D. (2012). SART for copper control in cyanide heap leaching. Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy, 112(12), 1037-1043.
- Yamana Gold. (2012). Pruebas de Alta Selectividad: Perforación y Tronadura Pampa Augusta Victoria.

Anexo A

Flowsheet Pruebas de Flotación

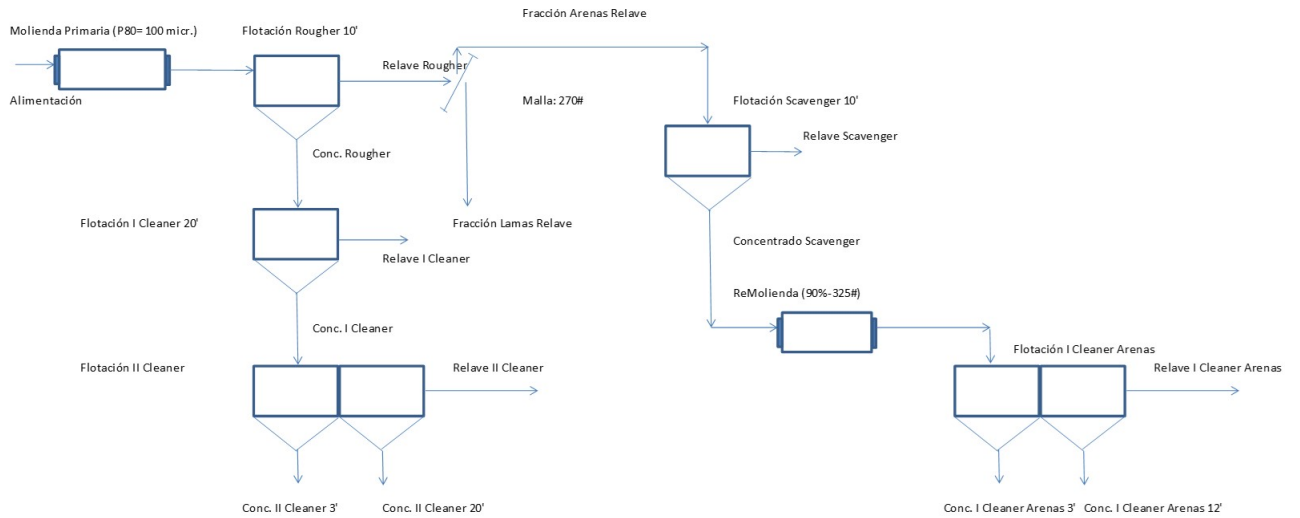


Figura A.1: Flowsheet Test de Flotación MZ-6.

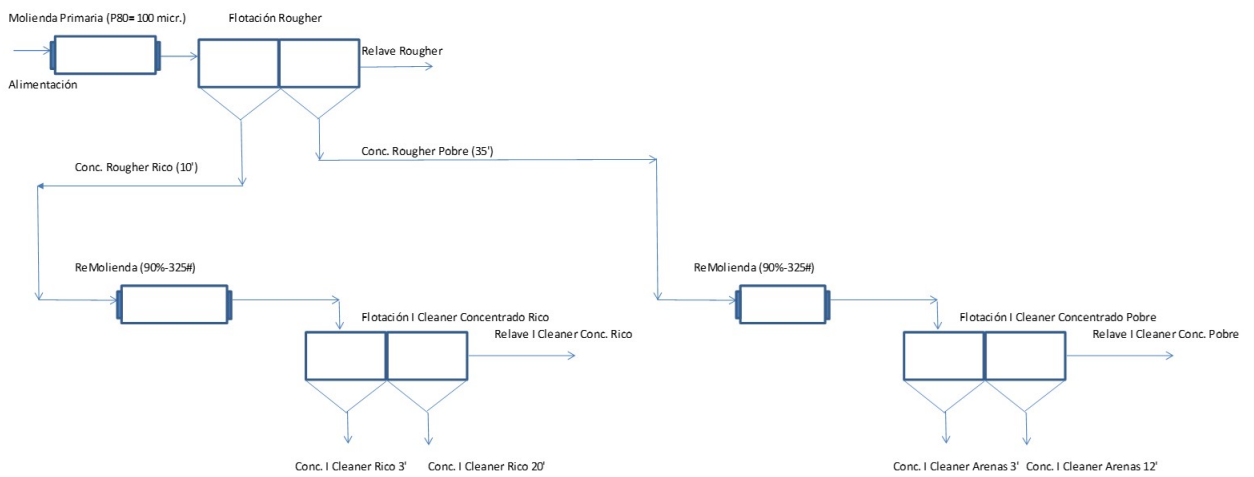


Figura A.2: Flowsheet Test de Flotación MZ-7.

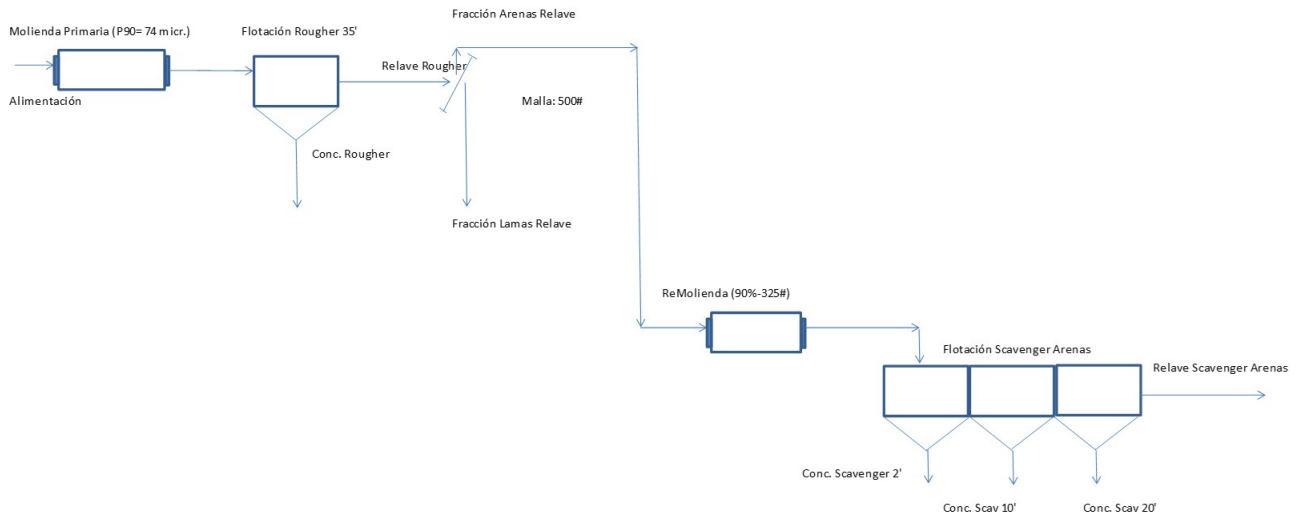


Figura A.3: Flowsheet Test de Flotación MZ-17.

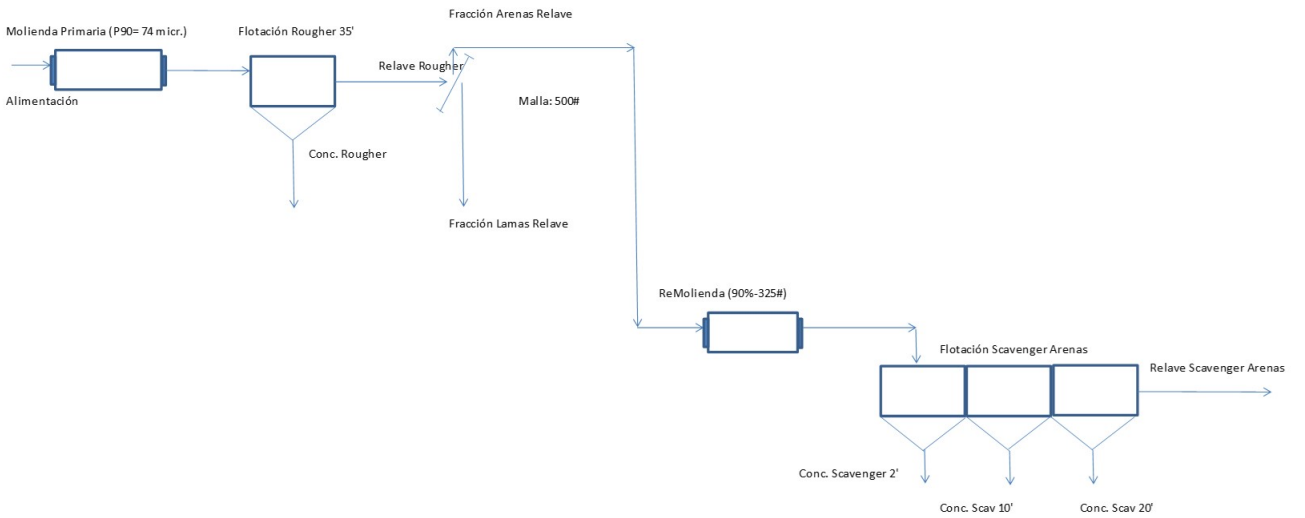


Figura A.4: Flowsheet Test de Flotación MZ-18.

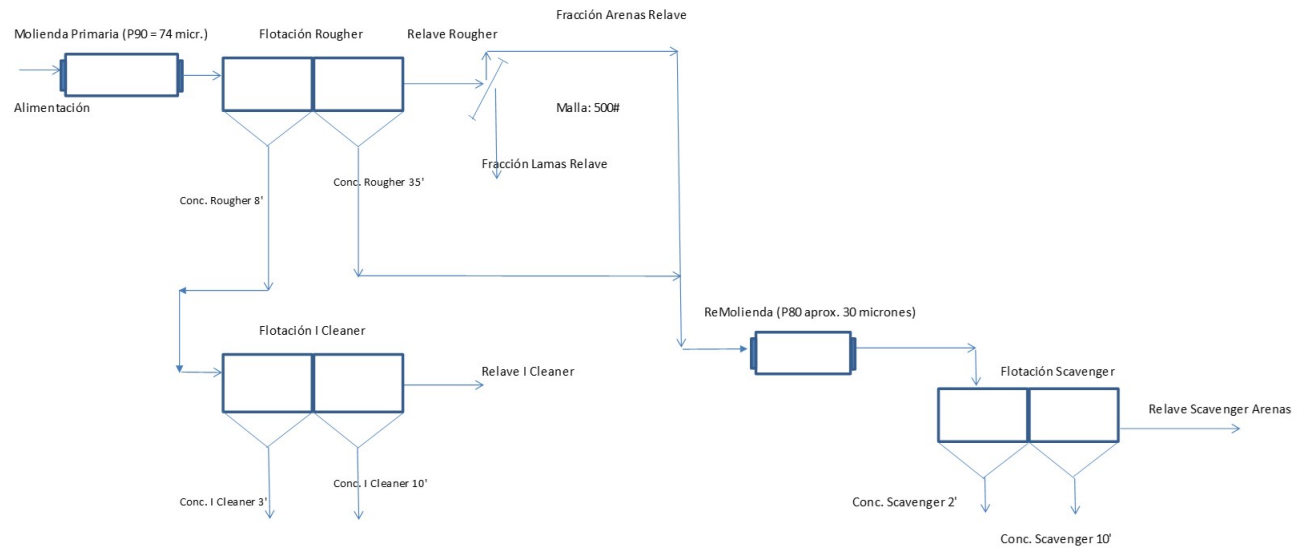


Figura A.5: Flowsheet Test de Flotación MZ-19.

Anexo B

Balances y Rendimientos Metalúrgicos

CONDICIONES EXPERIMENTALES																
Granulometría	Celda	% Sólido	Agit, rpm	Vol. Útil Pulpa (L)	pH natural	Tpo. Acond. min	Frecuencia de Paleteo	Flujo de Aire (L/min)	Tiempo Adición de Reactivos	Dosis Reactivos a Etapa Rougher				Tiempo 0' (inicial)	pH 8,5	
										Xto Amilico Potasio (g/t)	AP-208 (g/t)	D-400 (g/t)	MIBC (g/t)			
P80= 100 micrones	Denver	33%	1200	2,7	7,50	2	0-3': c/ 10"	0':20': 5	3-35': c/ 15"	20':35': 6	Molino					
											Acond. (0')	15	15	15	15	
											Flot. (10')	7,5	7,5		7,5	
											Flot. (15')	7,5	7,5	7,5	7,5	
											Total	30	30	22,5	30	

RENDIMIENTOS METALÚRGICOS											
ENSAYO: MZ-8	Peso parcial (gr)	Peso Parcial (%)	Peso Acum. (%)	Ley Au Parcial (g/t)	Ley Au Acum. (g/t)	Recup. Parc. Au (%)	Recup. Acum. Au (%)	Ley Cu Parcial (%)	Ley Cu Acum. (%)	Recup. Parcial Cu (%)	Recup. Acum. Cu (%)
	Concentrado 3'	44,2	4,42	4,42	31,6	31,60	48,20	48,20	19,10	19,10	47,35
Concentrado 10'	47,2	4,72	9,13	9,51	20,19	15,49	63,69	3,99	11,29	10,57	57,92
Concentrado 35'	72,2	7,21	16,35	3,67	12,90	9,14	72,84	2,84	7,56	11,50	69,42
Relave Rougher	837,3	83,65	100,00	0,94	2,90	27,16	100,00	0,651	1,78	30,58	100,00
Cabeza Calculada	1000,9	100,0	-	2,90	-	100,00	-	1,78	-	100,00	-
Cabeza Ensayada				2,53				1,79			
Destiación Relativa				-14,52%				0,38%			

Figura B.1: Resultados Test de Flotación Rougher-Colectores MZ-8.

CONDICIONES EXPERIMENTALES															
Granulometría	Celda	% Sólido	Agit, rpm	Vol. Útil Pulpa (L)	pH natural	Tpo. Acond. min	Frecuencia de Paleteo	Flujo de Aire (L/min)	Tiempo Adición de Reactivos	Dosis Reactivos a Etapa Rougher				Tiempo 0' (inicial)	pH 8,5
										MC-C300 (g/t)	AP-208 (g/t)	D-400 (g/t)	MIBC (g/t)		
P80= 100 micrones	Denver	33%	1200	2,7	7,50	2	0-3': c/ 10"	0':20': 5	3-35': c/ 15"	20':35': 6	Molino				
											Acond. (0')	15	15	15	15
											Flot. (10')	7,5	7,5		7,5
											Flot. (15')	7,5	7,5	7,5	7,5
											Total	30	30	22,5	30

RENDIMIENTOS METALÚRGICOS											
ENSAYO: MZ-9	Peso parcial (gr)	Peso Parcial (%)	Peso Acum. (%)	Ley Au Parcial (g/t)	Ley Au Acum. (g/t)	Recup. Parc. Au (%)	Recup. Acum. Au (%)	Ley Cu Parcial (%)	Ley Cu Acum. (%)	Recup. Parcial Cu (%)	Recup. Acum. Cu (%)
	Concentrado 3'	43,2	4,33	4,33	32,8	32,80	49,01	49,01	19,46	19,46	48,32
Concentrado 10'	34,5	3,46	7,79	14,11	24,50	16,84	65,85	5,33	13,19	10,57	58,89
Concentrado 35'	64,1	6,43	14,22	2,99	14,78	6,63	72,48	3,11	8,63	11,46	70,35
Relave Rougher	855,3	85,78	100,00	0,93	2,90	27,52	100,00	0,603	1,74	29,65	100,00
Cabeza Calculada	997,3	100,0	-	2,90	-	100,00	-	1,74	-	100,00	-
Cabeza Ensayada				2,53				1,79			
Destiación Relativa				-14,67%				2,41%			

Figura B.2: Resultados Test de Flotación Rougher-Colectores MZ-9.

CONDICIONES EXPERIMENTALES

Granulometría	Celda	% Sólido	Agit. rpm	Vol. Útil Pulpa (L)	pH natural	Tpo. Acond. min	Frecuencia de Paletado	Flujo de Aire (L/min)	Tiempo Adición de Reactivos	Dosis Reactivos a Etapa Rougher				Tiempo 0' (inicial)	pH 8,5 35' (final)
										Matcol-663 (g/t)	AP-208 (g/t)	D-400 (g/t)	MIBC (g/t)		
P80= 100 micrones	Denver	33%	1200	2,7	7,50	2	0-3' c/ 10'	0'-20' : 5	3-35' c/ 15'	20'-35' : 6	Molino	15			
											Acond. (0')		15	15	15
											Flot. (10')	7,5	7,5		7,5
											Flot. (15')	7,5	7,5	7,5	7,5
											Total	30	30	22,5	30

RENDIMIENTOS METALÚRGICOS

ENSAYO: MZ-10	Peso parcial (gr)	Peso Parcial (%)	Peso Acum. (%)	Ley Au Parcial (g/t)	Ley Au Acum. (g/t)	Recup. Parc. Au (%)	Recup. Acum. Au (%)	Ley Cu Parcial (%)	Ley Cu Acum. (%)	Recup. Parcial Cu (%)	Recup. Acum. Cu (%)
	Concentrado 3'	38,3	3,85	3,85	38,5	38,50	52,58	52,58	21,76	21,76	45,25
Concentrado 10'	39,6	3,98	7,82	11,32	24,68	15,98	68,56	5,38	13,43	11,57	56,82
Concentrado 35'	75,1	7,54	15,36	2,76	13,92	7,39	75,96	2,97	8,30	12,11	68,93
Relave Rougher	842,9	84,64	100,00	0,80	2,82	24,04	100,00	0,679	1,85	31,07	100,00
Cabeza Calculada	995,9	100,0	-	2,82	-	100,00	-	1,85	-	100,00	-
Cabeza Ensayada				2,53				1,79			
Desviación Relativa				-11,39%				-3,48%			

Figura B.3: Resultados Test de Flotación Rougher-Colectores MZ-10.

CONDICIONES EXPERIMENTALES

Granulometría	Celda	% Sólido	Agit. rpm	Vol. Útil Pulpa (L)	pH natural	Tpo. Acond. min	Frecuencia de Paletado	Flujo de Aire (L/min)	Tiempo Adición de Reactivos	Dosis Reactivos a Etapa Rougher				Tiempo 0' (inicial)	pH 8,5 35' (final)
										RC-800 (g/t)	AP-208 (g/t)	D-400 (g/t)	MIBC (g/t)		
P80= 100 micrones	Denver	33%	1200	2,7	7,50	2	0-3' c/ 10'	0'-20' : 5	3-35' c/ 15'	20'-35' : 6	Molino				
											Acond. (0')	15	15	15	15
											Flot. (10')	7,5	7,5		7,5
											Flot. (15')	7,5	7,5	7,5	7,5
											Total	30	30	22,5	30

RENDIMIENTOS METALÚRGICOS

ENSAYO: MZ-11	Peso parcial (gr)	Peso Parcial (%)	Peso Acum. (%)	Ley Au Parcial (g/t)	Ley Au Acum. (g/t)	Recup. Parc. Au (%)	Recup. Acum. Au (%)	Ley Cu Parcial (%)	Ley Cu Acum. (%)	Recup. Parcial Cu (%)	Recup. Acum. Cu (%)
	Concentrado 3'	42,4	4,24	4,24	36,4	36,40	58,05	58,05	18,60	18,60	43,72
Concentrado 10'	42,2	4,22	8,46	4,70	20,59	7,46	65,51	5,20	11,92	12,17	55,88
Concentrado 35'	69,9	6,99	15,45	3,20	12,72	8,41	73,93	2,87	7,82	11,12	67,01
Relave Rougher	845,4	84,55	100,00	0,82	2,66	26,07	100,00	0,704	1,80	32,99	100,00
Cabeza Calculada	999,9	100,0	-	2,66	-	100,00	-	1,80	-	100,00	-
Cabeza Ensayada				2,53				1,79			
Desviación Relativa				-5,18%				-0,92%			

Figura B.4: Resultados Test de Flotación Rougher-Colectores MZ-11.

CONDICIONES EXPERIMENTALES

Granulometría	Celda	% Sólido	Agit. rpm	Vol. Útil Pulpa (L)	pH natural	Tpo. Acond. min	Frecuencia de Paletado	Flujo de Aire (L/min)	Tiempo Adición de Reactivos	Dosis Reactivos a Etapa Rougher				Tiempo 0' (inicial)	pH 8,5 35' (final)
										S-503 (g/t)	AP-208 (g/t)	D-400 (g/t)	MIBC (g/t)		
P80= 100 micrones	Denver	33%	1200	2,7	7,50	2	0-3' c/ 10'	0'-20' : 5	3-35' c/ 15'	20'-35' : 6	Molino				
											Acond. (0')	15	15	15	15
											Flot. (10')	7,5	7,5		7,5
											Flot. (15')	7,5	7,5	7,5	7,5
											Total	30	30	22,5	30

RENDIMIENTOS METALÚRGICOS

ENSAYO: MZ-12	Peso parcial (gr)	Peso Parcial (%)	Peso Acum. (%)	Ley Au Parcial (g/t)	Ley Au Acum. (g/t)	Recup. Parc. Au (%)	Recup. Acum. Au (%)	Ley Cu Parcial (%)	Ley Cu Acum. (%)	Recup. Parcial Cu (%)	Recup. Acum. Cu (%)
	Concentrado 3'	48,5	4,85	4,85	31,7	31,70	57,22	57,22	18,60	18,60	51,91
Concentrado 10'	39,0	3,90	8,76	6,1	20,29	8,85	66,07	4,08	12,13	9,16	61,07
Concentrado 35'	70,1	7,02	15,77	2,8	12,51	7,30	73,38	2,35	7,78	9,48	70,55
Relave Rougher	841,6	84,23	100,00	0,85	2,69	26,62	100,00	0,608	1,74	29,45	100,00
Cabeza Calculada	999,2	100,0	-	2,69	-	100,00	-	1,74	-	100,00	-
Cabeza Ensayada				2,53				1,79			
Desviación Relativa				-6,37%				2,73%			

Figura B.5: Resultados Test de Flotación Rougher-Colectores MZ-12.

CONDICIONES EXPERIMENTALES

Granulometría	Celda	% Sólido	Agit. rpm	Vol. Útil Pulpa (L)	pH natural	Tpo. Acond. min	Frecuencia de Paletéo	Flujo de Aire (L/min)	Tiempo Adición de Reactivos	Dosis Reactivos a Etapa Rougher				Tiempo 0' (inicial)	pH 8,5 35' (final)	
										Maxgold-900 (g/t)	AP-208 (g/t)	D-400 (g/t)	MIBC (g/t)			
P80= 100 micrones	Denver	33%	1200	2,7	7,50	2	0-3' c/ 10"	0'-20' : 5	3-35' c/ 15"	20'-35' : 6	Molino					
											Acond. (0')	15	15	15	15	
											Flot. (10')	7,5	7,5		7,5	
											Flot. (15')	7,5	7,5	7,5	7,5	
											Total	30	30	22,5	30	

RENDIMIENTOS METALÚRGICOS

ENSAYO: MZ-13	Peso parcial (gr)	Peso Parcial (%)	Peso Acum. (%)	Ley Au Parcial (g/t)	Ley Au Acum. (g/t)	Recup. Parc. Au (%)	Recup. Acum. Au (%)	Ley Cu Parcial (%)	Ley Cu Acum. (%)	Recup. Parcial Cu (%)	Recup. Acum. Cu (%)
Concentrado 3'	43,7	4,38	4,38	33,8	33,80	55,09	55,09	18,71	18,71	46,18	46,18
Concentrado 10'	40,8	4,09	8,46	6,6	20,67	10,04	65,13	4,84	12,01	11,15	57,33
Concentrado 35'	73,1	7,32	15,79	2,9	12,43	7,91	73,04	2,32	7,52	9,58	66,91
Relave Rougher	840,7	84,21	100,00	0,86	2,69	26,96	100,00	0,697	1,77	33,09	100,00
Cabeza Calculada	998,3	100,0	-	2,69	-	100,00	-	1,77	-	100,00	-
Cabeza Ensayada								1,79			
Desviación Relativa				-6,25%				0,78%			

Figura B.6: Resultados Test de Flotación Rougher-Colectores MZ-13.

CONDICIONES EXPERIMENTALES

Granulometría	Celda	% Sólido	Agit. rpm	Vol. Útil Pulpa (L)	pH natural	Tpo. Acond. min	Frecuencia de Paletéo	Flujo de Aire (L/min)	Tiempo Adición de Reactivos	Dosis Reactivos a Etapa Rougher				Tiempo 0' (inicial)	pH 8,5 35' (final)	
										Isobutilico de Sodic (g/t)	AP-208 (g/t)	D-400 (g/t)	MIBC (g/t)			
P80= 100 micrones	Denver	33%	1200	2,7	7,50	2	0-3' c/ 10"	0'-20' : 5	3-35' c/ 15"	20'-35' : 6	Molino					
											Acond. (0')	15	15	15	15	
											Flot. (10')	7,5	7,5		7,5	
											Flot. (15')	7,5	7,5	7,5	7,5	
											Total	30	30	22,5	30	

RENDIMIENTOS METALÚRGICOS

ENSAYO: MZ-14	Peso parcial (gr)	Peso Parcial (%)	Peso Acum. (%)	Ley Au Parcial (g/t)	Ley Au Acum. (g/t)	Recup. Parc. Au (%)	Recup. Acum. Au (%)	Ley Cu Parcial (%)	Ley Cu Acum. (%)	Recup. Parcial Cu (%)	Recup. Acum. Cu (%)
Concentrado 3'	39,8	4,00	4,00	31,3	31,30	47,37	47,37	18,42	18,42	41,21	41,21
Concentrado 10'	43,8	4,40	8,39	8,1	19,14	13,49	60,86	5,60	11,70	13,78	54,98
Concentrado 17'	27,6	2,77	11,16	5,6	15,78	5,88	66,74	4,10	9,81	6,36	61,35
Concentrado 25'	27,2	2,73	13,89	2,9	13,25	3,00	69,74	2,33	8,34	3,56	64,90
Concentrado 35'	26,0	2,61	16,50	2,0	11,47	1,98	71,71	2,11	7,36	3,08	67,99
Concentrado 45'	33,8	3,39	19,90	1,0	9,69	1,29	73,00	1,03	6,28	1,96	69,94
Relave Rougher	797,9	80,10	100,00	0,89	2,64	27,00	100,00	0,670	1,79	30,06	100,00
Cabeza Calculada	996,1	100,0	-	2,64	-	100,00	-	1,79	-	100,00	-
Cabeza Ensayada								1,79			
Desviación Relativa				-4,44%				0,11%			

Figura B.7: Resultados Test de Flotación Rougher-Colectores MZ-14.

CONDICIONES EXPERIMENTALES

Granulometría	Celda	% Sólido	Agit. rpm	Vol. Útil Pulpa (L)	pH natural	Tpo. Acond. min	Frecuencia de Paletéo	Flujo de Aire (L/min)	Tiempo Adición de Reactivos	Dosis Reactivos a Etapa Rougher				Tiempo 0' (inicial)	pH 8,5 35' (final)	
										DSP-1202 (g/t)	AP-208 (g/t)	D-400 (g/t)	MIBC (g/t)			
P80= 100 micrones	Denver	33%	1200	2,7	7,50	2	0-3' c/ 10"	0'-20' : 5	3-35' c/ 15"	20'-35' : 6	Molino					
											Acond. (0')	15	15	15	15	
											Flot. (10')	7,5	7,5		7,5	
											Flot. (15')	7,5	7,5	7,5	7,5	
											Total	30	30	22,5	30	

RENDIMIENTOS METALÚRGICOS

ENSAYO: MZ-15	Peso parcial (gr)	Peso Parcial (%)	Peso Acum. (%)	Ley Au Parcial (g/t)	Ley Au Acum. (g/t)	Recup. Parc. Au (%)	Recup. Acum. Au (%)	Ley Cu Parcial (%)	Ley Cu Acum. (%)	Recup. Parcial Cu (%)	Recup. Acum. Cu (%)
Concentrado 3'	53,2	5,32	5,32	29,4	29,40	52,75	52,75	15,56	15,56	47,05	47,05
Concentrado 10'	42,1	4,21	9,53	5,1	18,67	7,24	59,99	3,92	10,42	9,38	56,43
Concentrado 35'	84,1	8,41	17,94	2,4	11,04	6,81	66,80	2,52	6,72	12,05	68,47
Relave Rougher	820,5	82,06	100,00	1,2	2,97	33,20	100,00	0,676	1,76	31,53	100,00
Cabeza Calculada	999,9	100,0	-	2,97	-	100,00	-	1,76	-	100,00	-
Cabeza Ensayada								1,79			
Desviación Relativa				-17,31%				1,57%			

Figura B.8: Resultados Test de Flotación Rougher-Colectores MZ-15.

CONDICIONES EXPERIMENTALES

Granulometría	Celda	% Sólido	Agit., rpm	Vol Útil Pulpa (L)	pH	Tpo. Acond. min	Frecuencia de Paleteo	Flujo de Aire (L/min)	Tiempo Adición de Reactivos	Dosis Reactivos a Etapa Rougher			Tiempo 0' (inicial)	pH 10,0
										AP3894 (g/t)	AP-208 (g/t)	DF-250 (g/t)		
90%-200#	Denver	33%	1200	2,7	10,00	2	0-3': c/ 10"	0':20' : 5					35' (final)	
							3-35': c/ 15"	20'-35' : 6	Molino	30				
									Acond. (0')		15	15		
									Flot. (10')	5	15	11		
									Flot. (15')	5	15	11,0		
									Total	40	45	37		

RENDIMIENTOS METAL ÚRGICOS

ENSAYO: MZ-16	Peso parcial	Peso Parcial	Peso Acum	Ley Au Parcial	Ley Au Acum	Recup. Parc. Au	Recup. Acum Au	Ley Cu Parcial	Ley Cu Acum	Recup. Parcial Cu	Recup. Acum Cu
	(gr)	(%)	(%)	(g/t)	(g/t)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)
Concentrado 3'	71,3	7,14	7,14	26,8	26,80	68,53	68,53	13,72	13,72	56,17	56,17
Concentrado 10'	60,8	6,08	13,22	3,7	16,17	8,07	76,60	1,82	8,24	6,36	62,53
Concentrado 35'	114,0	11,41	24,63	1,1	9,19	4,50	81,09	1,05	4,91	6,84	69,37
Relave Rougher	753,1	75,37	100,00	0,70	2,79	18,91	100,00	0,708	1,74	30,63	100,00
Cabeza Calculada	999,2	100,0	-	2,79	-	100,00	-	1,74	-	100,00	-
Cabeza Ensayada				2,53				1,79			
Desviación Relativa				-10,39%				2,54%			

Figura B.9: Resultados Test de Flotación Rougher-Colectores MZ-16.

RENDIMIENTOS METALÚRGICOS 1° CLEANER CONCENTRADO RICO (CON REMOLIENDA 90%-325#)

ENSAYO: MZ-7	Peso	Peso	Peso	Ley Au	Ley Au	Recup.	Recup.	Distribución	Distribución	Ley Cu	Ley Cu	Recup.	Recup.
	parcial	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.	Parc. Au	Acum. Au	Parc. Au	Acum. Au	Parcial	Acum.	Parcial	Acum. Cu
	(gr)	(%)	(%)	(g/t)	(g/t)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)
Concentrado 1° Cleaner Rico 3'	49,5	17,27	17,27	56,60	56,60	56,87	56,87	36,18	36,18	21,89	21,89	39,03	39,03
Concentrado 1° Cleaner Rico 20'	61,6	21,49	38,76	19,40	35,97	24,26	81,12	15,43	51,62	14,72	17,91	32,66	71,68
Relave 1° Cleaner Rico	175,5	61,24	100,00	5,30	17,19	18,88	100,00	12,01	63,63	4,48	9,69	28,32	100,00
Concentrado Rougher 10'	286,6	100,0	-	17,19	-	100,00	-	63,63	-	9,69	-	100,00	-

RENDIMIENTOS METALÚRGICOS 1° CLEANER CONCENTRADO POBRE (CON REMOLIENDA 90%-325#)

ENSAYO: MZ-7	Peso	Peso	Peso	Ley Au	Ley Au	Recup.	Recup.	Distribución	Distribución	Ley Cu	Ley Cu	Recup.	Recup.
	parcial	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.	Parc. Au	Acum. Au	Parc. Au	Acum. Au	Parcial	Acum.	Parcial	Acum. Cu
	(gr)	(%)	(%)	(g/t)	(g/t)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)
Concentrado 1° Cleaner Pobre 3'	22,2	7,51	7,51	13,48	13,48	31,44	31,44	3,86	3,86	2,83	2,83	9,70	9,70
Concentrado 1° Cleaner Pobre 12'	38,8	13,13	20,64	6,18	8,84	25,19	56,63	3,10	6,96	2,19	2,42	13,12	22,83
Relave 1° Cleaner Pobre	234,6	79,36	100,00	1,76	3,22	43,37	100,00	5,33	12,29	2,13	2,19	77,17	100,00
Concentrado Rougher 35'	295,6	100,0	-	3,22	-	100,00	-	12,29	-	2,19	-	100,00	-

CONDICIONES EXPERIMENTALES

Granulometría	Celda	% Sólido	Agit., rpm	Vol. Útil Pulpa (L)	pH natural	Tpo. Acond. min	Frecuencia de Paletas	Rujo de Aire (L/min)	Tiempo Adición de Reactivos	Dosis Reactivos a Etapa Rougher				Tiempo 0' (inicial)	pH 35' (final)
										Xtro Iso Bu (g/t)	AP-208 (g/t)	D-400 (g/t)	MIBC (g/t)		
P80= 100 micrones	Denver	33%	1200	2,7	7,50	2	0-35' c/ 10"	0-20' : 5						8,5	
							3-35' c/ 15"	20-35' : 6	Acond. (0')	15	15	15	15		
									Flot. (00)	7,5	7,5			7,5	
									Flot. (15)	7,5	7,5	7,5		7,5	
									Total	30	30	22,5		30	

RENDIMIENTOS METALÚRGICOS ROUGHER

ENSAYO: MZ-7	Peso	Peso	Peso	Ley Au	Ley Au	Recup.	Recup.	Distribución	Distribución	Ley Cu	Ley Cu	Recup.	Recup.
	parcial	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.	Parc. Au	Acum. Au	Parc. Au	Acum. Au	Parcial	Acum.	Parcial	Acum. Cu
	(gr)	(%)	(%)	(g/t)	(g/t)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)
Concentrado Rougher 10'	286,6	9,54	9,54	17,2	17,19	63,63	63,63	63,63	63,63	9,69	9,69	55,59	55,59
Concentrado Rougher 35'	295,6	9,84	19,39	3,22	10,10	12,29	75,93	12,29	75,93	2,19	5,88	12,96	68,55
Relave Rougher	2420,7	80,61	100,00	0,77	2,58	24,07	100,00	24,07	100,00	0,649	1,66	31,45	100,00
Cabeza Calculada	3002,9	100,00	-	2,58	-	100,00	-	100,00	-	1,66	-	100,00	-
Cabeza Ensayada				2,53						1,79			
Desviación Relativa				-1,96%						7,47%			

% Cu Oxidado (Citríca) Cabe 0,709

% Cu Oxidado/Cu Total) Cabe 39,68%

RESUMEN

ENSAYO: MZ-7	Peso	Peso	Peso	Ley Au	Ley Au	Recup.	Recup.	Distribución	Distribución	Ley Cu	Ley Cu	Recup.	Distrib.
	parcial	Parcial	Acum.	Parcial	Acum.	Parc. Au	Acum. Au	Parc. Au	Acum. Au	Parcial	Acum.	Parcial	Cu
	(gr)	(%)	(%)	(g/t)	(g/t)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)	(%)
Concentrado 1° Cleaner Rico 3'	49,5	1,65		56,60						36,18	21,89		39,03
Concentrado 1° Cleaner Rico Acum 20'	111,1	3,70		35,97						51,62	17,91		39,85
Conc 1° Cl Rico Ac 20'+ Conc 1° Cl Pobre Ac 12'	172,1	5,73		26,36						58,58	12,42		42,80
Concentrado Rougher Rico 10'	286,6	9,54		17,19						63,63	9,69		55,59
Concentrado Rougher Acum. 35'	295,6	19,39		10,10						75,93	5,88		68,55

Figura B.11: Resultados Test de Flotación Ciclo Abierto MZ-7.

CONDICIONES EXPERIMENTALES

Granulometría	Calda	% Sólido	Agit., rpm	Vol. Util Pulpa (L)	pH natural	Tpo. Acond. min	Frecuencia de Paletos	Flujo de Aire (L/min)	Tiempo Adición de Reactivos	Dosis Reactivos a Etapa Rougher				Tiempo	pH	
										Matool-668 (g/t)	AP-208 (g/t)	D-400 (g/t)	MIBC (g/t)			
P80= 44 micrones	Danzer	32%	1000	1,2	7,8	5	0-20' : 0/ 10"	0'-20' : 5	20'-35' : 6	Molino					0' (Inicial)	8,5
										Acod. (0')	10	10	10	10		
										Flot. (5')	5	5	5	5		
										Flot. (10')	5	5	5	5		
										Total	15	15	15,0	15		

RENDIMIENTOS METALÚRGICOS SCAVENGER FRACCION ARENAS RELAVE ROUGHER (REMOLIDO AP80= 44 micrones)

ENSAYO: MZ-17	Peso parcial (gr)	Peso Parcial (%)	Peso Acum. (%)	Ley Au Parcial (g/t)	Ley Au Acum. (g/t)	Recup. Par. Au (%)	Recup. Acum. Au (%)	Distribución Par. Au (%)	Distribución Acum. Au (%)	Ley Cu Parcial (%)	Ley Cu Acum. (%)	Recup. Parcial (%)	Recup. Acum. Cu (%)
Concentrado Scavenger Arenas 2'	27,4	5,78	5,78	3,8	3,80	21,65	21,65	3,77	3,77	0,662	0,66	6,91	6,91
Concentrado Scavenger Arenas 10'	45,9	9,68	15,46	1,5	2,96	14,32	35,97	2,49	6,27	0,652	0,66	11,40	18,32
Concentrado Scavenger Arenas 20'	48,0	10,12	25,58	0,90	1,78	8,98	44,96	1,56	7,83	0,643	0,65	11,76	30,08
Relave Scavenger Arenas	352,9	74,42	100,00	0,73	1,01	55,04	100,00	9,59	17,42	0,520	0,55	69,92	100,00
Reacción Arenas Rte Rougher	474,2	100,0	-	1,01	-	100,00	-	17,42	-	0,553	-	100,00	-

RENDIMIENTOS METALÚRGICOS PARTICION ARENAS LAMAS

ENSAYO: MZ-17	Peso parcial (gr)	Peso Parcial (%)	Peso Acum. (%)	Ley Au Parcial (g/t)	Ley Au Acum. (g/t)	Recup. Par. Au (%)	Recup. Acum. Au (%)	Distribución Par. Au (%)	Distribución Acum. Au (%)	Ley Cu Parcial (%)	Ley Cu Acum. (%)	Recup. Parcial (%)	Recup. Acum. Cu (%)
Reacción Arenas Rte Rougher	474,2	62,20	62,20	1,01	1,01	77,30	77,30	17,42	17,42	0,55	0,55	50,32	50,32
Fracción Lamas Rte Rougher	288,2	37,80	100,00	0,49	0,52	22,70	100,00	5,12	22,53	0,599	0,66	49,68	100,00
Relave Rougher	782,4	100,0	-	0,82	-	100,00	-	22,53	-	0,684	-	100,00	-

CONDICIONES EXPERIMENTALES

Granulometría	Calda	% Sólido	Agit., rpm	Vol. Util Pulpa (L)	pH natural	Tpo. Acond. min	Frecuencia de Paletos	Flujo de Aire (L/min)	Tiempo Adición de Reactivos	Dosis Reactivos a Etapa Rougher				Tiempo	pH		
										Matool-668 (g/t)	AP-208 (g/t)	D-400 (g/t)	MIBC (g/t)				
P80= 75 micrones	Danzer	33%	1200	2,7	7,50	2	0-3' : 0/ 10"	0'-20' : 5	3-35' : 15"	20'-35' : 6	Molino	15				0' (Inicial)	8,5
											Acod. (0')		15	15	15		
											Flot. (10')	7,5	7,5		7,5		
											Flot. (15')	7,5	7,5	7,5	7,5		
											Total	30	30	22,5	30		

RENDIMIENTOS METALÚRGICOS ROUGHER

ENSAYO: MZ-17	Peso parcial (gr)	Peso Parcial (%)	Peso Acum. (%)	Ley Au Parcial (g/t)	Ley Au Acum. (g/t)	Recup. Par. Au (%)	Recup. Acum. Au (%)	Distribución Par. Au (%)	Distribución Acum. Au (%)	Ley Cu Parcial (%)	Ley Cu Acum. (%)	Recup. Parcial (%)	Recup. Acum. Cu (%)
Concentrado Rougher 35'	237,6	23,76	23,76	9,00	9,00	77,47	77,47	77,47	77,47	5,00	5,00	69,49	69,49
Relave Rougher	782,4	76,24	100,00	0,52	2,76	22,53	100,00	22,53	100,00	0,684	1,71	30,51	100,00
Cabeza Calculada	1000,0	100,00	-	2,76	-	100,00	-	100,00	-	1,71	-	100,00	-
Cabeza Ensayada				2,53						1,79			
Derivación Relativa				-8,42%						4,52%			

% Cu Oxidado (Circuit) Cabezas: 0,709

% Cu Oxidado (Cu Total) Cabezas: 39,88%

RESUMEN

ENSAYO: MZ-17	Peso parcial (gr)	Peso Parcial (%)	Peso Acum. (%)	Ley Au Parcial (g/t)	Ley Au Acum. (g/t)	Recup. Par. Au (%)	Recup. Acum. Au (%)	Distribución Par. Au (%)	Distribución Acum. Au (%)	Ley Cu Parcial (%)	Ley Cu Acum. (%)	Recup. Parcial (%)	Distrib. Cu (%)
Concentrado Rougher Rteo 35'	237,6	23,76		9,00					77,47	5,00			69,49
Conc. Rougher 35' + Conc. Scavenger Arenas 2'	265,0	26,50		8,46					81,24	4,55			70,55
Conc. Rougher 35' + Conc. Scavenger Arenas 10'	310,9	31,09		7,43					83,73	3,98			72,30
Conc. Rougher 35' + Conc. Scavenger Arenas 20'	352,9	35,29		6,56					85,30	3,53			74,11

Figura B.12: Resultados Test de Flotación Ciclo Abierto MZ-17.

CONDICIONES EXPERIMENTALES

Granulometría	Celda	% Sólido	Agit., rpm	Vol. Útil Pulpa (L)	pH natural	Tvo. Acond. min	Frecuencia de Paletos	Flujo de Aire (L/min)	Tiempo Adición de Reactivos	Dosis Reactivos a Flota Rougher			Tiempo 0' (inicial)	pH 35' (final)
										AP8894 (g/t)	AP-206 (g/t)	DP-250 (g/t)		
P80= 44 micrones	Danner	32%	1000	1,2	7,83	5	0-20' : 10'	0'-20' : 5'	Molino	15				
									Acand. (0')		10	10		
									Flot. (4')	5	10	5		
									Flot. (10')	3	5	5		
									Flot. (15')		3	3		
									Total	23	28	28		

RENDIMIENTOS METALÚRGICOS SCAVENGER FRACCIÓN ARENAS RELAVE ROUGHER (REMOLIDO AP 80= 44 micrones)

ENSAJO: MZ-18	Peso parcial (g)	Peso Parcial (%)	Peso Acum. (%)	Ley Au Parcial (g/t)	Ley Au Acum. (g/t)	Recup. Parc. Au (%)	Recup. Acum. Au (%)	Distribución Parc. Au (%)	Distribución Acum. Au (%)	Ley Cu Parcial (%)	Ley Cu Acum. (%)	Recup. Parcial (%)	Recup. Acum. Cu (%)
Concentrado Scavenger Arenas 2'	56,3	12,43	12,43	4,2	4,20	47,55	47,55	8,31	8,31	0,833	0,83	18,98	18,98
Concentrado Scavenger Arenas 10'	44,1	9,74	22,17	1,2	2,88	10,84	58,19	1,86	10,17	0,661	0,76	11,77	30,70
Concentrado Scavenger Arenas 20'	23,9	5,28	27,45	0,59	2,44	2,84	61,03	0,50	10,67	0,559	0,72	5,39	36,09
Relave Scavenger Arenas	326,5	72,55	100,00	0,59	1,10	38,97	100,00	6,81	17,48	0,482	0,55	69,91	100,00
Fración Arenas Rve Rougher	452,8	100,0	-	1,10	-	100,00	-	17,48	-	0,547	-	100,00	-

RENDIMIENTOS METALÚRGICOS PARTICIÓN ARENAS/LAMAS

ENSAJO: MZ-18	Peso parcial (g)	Peso Parcial (%)	Peso Acum. (%)	Ley Au Parcial (g/t)	Ley Au Acum. (g/t)	Recup. Parc. Au (%)	Recup. Acum. Au (%)	Distribución Parc. Au (%)	Distribución Acum. Au (%)	Ley Cu Parcial (%)	Ley Cu Acum. (%)	Recup. Parcial (%)	Recup. Acum. Cu (%)
Fración Arenas Rve Rougher	452,8	59,58	59,58	1,10	1,10	76,76	76,76	17,48	17,48	0,55	0,55	46,12	46,12
Fración Lamas Rve Rougher	307,2	40,42	100,00	0,49	0,85	23,24	100,00	5,29	22,77	0,942	0,71	53,88	100,00
Relave Rougher	780,0	100,0	-	0,85	-	100,00	-	22,77	-	0,71	-	100,00	-

CONDICIONES EXPERIMENTALES

Granulometría	Celda	% Sólido	Agit., rpm	Vol. Útil Pulpa (L)	pH natural	Tvo. Acond. min	Frecuencia de Paletos	Flujo de Aire (L/min)	Tiempo Adición de Reactivos	Dosis Reactivos a Flota Rougher			Tiempo 0' (inicial)	pH 35' (final)
										AP8894 (g/t)	AP-206 (g/t)	DP-250 (g/t)		
P80= 75 micrones	Danner	33%	1200	2,7	7,50	2	0-3' : 10'	0'-20' : 5'	Molino	30				
											15	15		
											5	15	11	
											5	15	11,0	
											40	45	37	

RENDIMIENTOS METALÚRGICOS ROUGHER

ENSAJO: MZ-18	Peso parcial (g)	Peso Parcial (%)	Peso Acum. (%)	Ley Au Parcial (g/t)	Ley Au Acum. (g/t)	Recup. Parc. Au (%)	Recup. Acum. Au (%)	Distribución Parc. Au (%)	Distribución Acum. Au (%)	Ley Cu Parcial (%)	Ley Cu Acum. (%)	Recup. Parcial (%)	Recup. Acum. Cu (%)
Concentrado Rougher Rico 35'	236,3	23,72	23,72	9,30	9,30	77,23	77,23	7,723	7,723	5,29	5,29	69,95	69,95
Relave Rougher	780,0	76,28	100,00	0,85	2,86	22,77	100,00	22,77	100,00	0,71	1,79	30,05	100,00
Cabeza Calculada	896,3	100,00	-	2,86	-	100,00	-	100,00	-	1,79	-	100,00	-
Cabeza Ensayada				2,83						1,79			
Destiñación Relativa				11,48%						0,34%			

% Cu Oxidado (Cinico) Cabeza: 0,709 % Cu Oxidado/Cu Total) Cabeza: 39,68%

RESUMEN

ENSAJO: MZ-18	Peso parcial (g)	Peso Parcial (%)	Peso Acum. (%)	Ley Au Parcial (g/t)	Ley Au Acum. (g/t)	Recup. Parc. Au (%)	Recup. Acum. Au (%)	Distribución Parc. Au (%)	Distribución Acum. Au (%)	Ley Cu Parcial (%)	Ley Cu Acum. (%)	Recup. Parcial (%)	Distrib. Cu (%)
Concentrado Rougher Rico 35'	236,3	23,72		9,30					77,23	5,29			69,95
Conc Ro 35'+ Conc Scavenger Arenas 2'	292,8	29,37		8,32					85,54	4,43			72,57
Conc Ro 35'+ Conc Scavenger Arenas 10'	336,7	33,80		7,39					87,40	3,94			74,20
Conc Ro 35'+ Conc Scavenger Arenas 20'	380,6	36,19		6,94					87,90	3,71			74,95

Figura B.13: Resultados Test de Flotación Ciclo Abierto MZ-18.

Anexo C

Análisis Granulométrico por Malla

Malla Nº	Tamaño [µm]	Peso Retenido [gr]	Peso Acumulado [g]	Porcentaje Retenido [%]	Retenido Acumulado [%]	% Pasante Acumulado	Au [g/t]	Ley de Au Acum. [g/t]	Distribución Au Parcial [%]	Distribución Au Acumulado [%]	Cu [%]	Ley de Cu Acum. [%]	Distribución Cu Parcial [%]	Distribución Cu Acumulado [%]
100	149	61,9	61,9	6,61	6,61	93,39	1,21	1,21	3,16	3,16	0,63	0,63	2,45	2,45
200	74	208,8	270,7	22,30	28,91	71,09	1,32	1,29	11,64	14,81	1,15	1,03	15,06	17,51
325	44	134,6	405,3	14,38	43,29	56,71	1,43	1,34	8,13	22,94	1,40	1,15	11,82	29,33
500	26	162,4	567,7	17,34	60,63	39,37	1,77	1,46	12,14	35,08	1,58	1,28	16,10	45,43
-500	-	368,6	936,3	39,37	100,00	-	4,17	2,53	64,92	100,00	2,36	1,70	54,57	100,00
Total	-	936,3		100,00	-	Ley cabeza calculada	2,53		100,00		1,70		100,00	

P80, µm
100

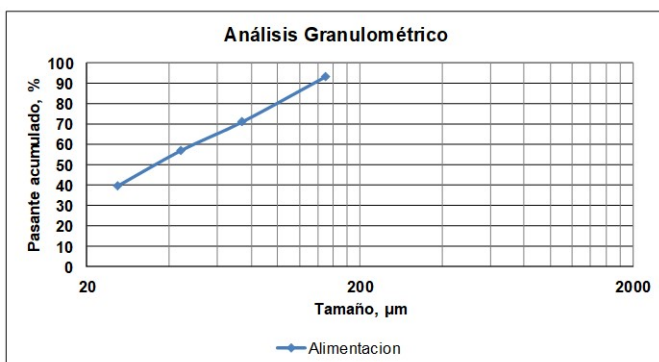


Figura C.1: Resultados Análisis Granulométrico y Químico por fracción a alimentación de flotación rougher (P80 = 100 micrones).

Malla N°	Tamaño [µm]	Peso Retenido [gr]	Peso Acumulado [g]	Porcentaje Retenido [%]	Retenido Acumulado [%]	% Pasante Acumulado	Au [g/t]	Ley de Au Acum. [g/t]	Distribución Au Parcial [%]	Distribución Au Acumulado [%]	Cu [%]	Fino de Cu [gr]	Distribución Cu Parcial [%]	Distribución Cu Acumulado [%]
100	149	73,4	73,4	7,35	7,35	92,65	1,13	1,13	8,97	8,97	0,297	21,8	3,62	3,62
200	74	265,9	339,3	26,64	33,99	66,01	1,10	1,11	31,65	40,62	0,493	131,1	21,79	25,42
325	44	169,8	509,1	17,01	51,00	49,00	0,92	1,04	16,90	57,53	0,541	91,9	15,27	40,69
500	26	183,3	692,4	18,36	69,36	30,64	0,74	0,96	14,68	72,20	0,942	172,7	28,71	69,40
-500	-	305,8	998,2	30,64	100,00	-	0,84	0,93	27,80	100,00	0,602	184,1	30,60	100,00
Total	-	998,2		100,0	-	Ley cabeza calculada	0,93		100,00		0,603	601,5	100,00	

P80, µm
110

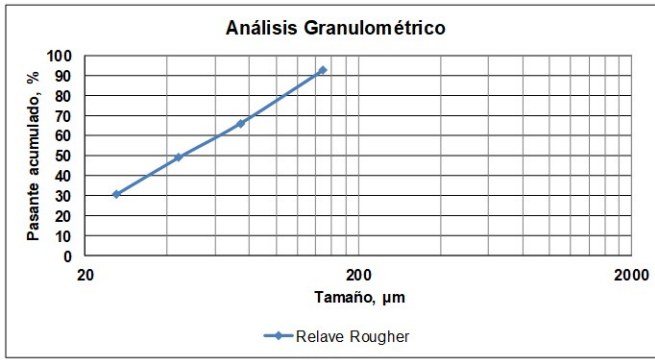


Figura C.2: Resultados Análisis Granulométrico y Químico por fracción de relave rougher (P80 = 110 micrones).