

Universidad Nacional de Ingeniería
Facultad de Ingeniería Geológica Minera y Metalúrgica



TRABAJO DE SUFICIENCIA PROFESIONAL

**Evaluación técnica y económica para determinar la rentabilidad
de un proyecto de explotación de óxidos con contenido aurífero
en una operación a tajo abierto**

Para obtener el título profesional de Ingeniero de Minas

Elaborado por

Marco Antonio Oyanguren Leon

 [0009-0002-9035-8892](https://orcid.org/0009-0002-9035-8892)

Asesor

M.Sc. Jose Antonio Corimanya Mauricio

 [0000-0003-1078-4155](https://orcid.org/0000-0003-1078-4155)

LIMA – PERÚ

2025

Citar/How to cite	Oyanguren Leon [1]
Referencia/Reference	[1] M. Oyanguren Leon, <i>“Evaluación técnica y económica para determinar la rentabilidad de un proyecto de explotación de óxidos con contenido aurífero en una operación a tajo abierto”</i> [Trabajo de suficiencia profesional de pregrado]. Lima (Perú): Universidad Nacional de Ingeniería, 2025.
Estilo/Style: IEEE (2020)	

Citar/How to cite	(Oyanguren, 2025)
Referencia/Reference	Oyanguren, M. (2025). <i>Evaluación técnica y económica para determinar la rentabilidad de un proyecto de explotación de óxidos con contenido aurífero en una operación a tajo abierto</i> . [Trabajo de suficiencia profesional de pregrado, Universidad Nacional de Ingeniería]. Repositorio institucional Cybertesis UNI.
Estilo/Style: APA (7ma ed.)	

Dedicatoria

A mis padres Rosalía y Dionicio.

A mis hermanos.

A mi esposa.

Y a mis hijos con mucho cariño.

Agradecimientos

A los docentes de la Escuela de Ingeniería de Minas por sus enseñanzas y experiencias que enriquecieron mi desarrollo profesional, y a todas las personas que me brindaron su ayuda en este proceso académico.

.

Resumen

La presente investigación tuvo como objetivo evaluar técnico-económicamente la rentabilidad de un proyecto de explotación de óxidos con contenido aurífero en una operación a tajo abierto. Para ello, se desarrolló un análisis integral de recursos, costos operativos y proyecciones de producción.

Los recursos medidos, indicados e inferidos clasificados como óxidos alcanzan en Quellococha aproximadamente 1.4 Mt con una ley promedio de 1.4 g/t Au y en Sombrerorumi 0.86 Mt con 0.76 g/t Au, considerando una ley de corte de 0.2 g/t Au. Dentro del cono óptimo, se estiman en Quellococha 1.27 Mt con 57 kOz Au in situ y en Sombrerorumi 0.58 Mt con 16 kOz Au in situ.

En los análisis económicos se adoptaron recuperaciones metalúrgicas de 70 % para oro y 10 % para plata, definiéndose una producción base de 5,000 tpd, y evaluando escenarios alternativos de 2,500; 7,500 y 10,000 tpd. Con los costos de minado, procesamiento y gastos generales, referenciados a proyectos similares, se calculó la ley de corte económica, que resultó en 0.15 g/t Au para Quellococha y 0.16 g/t Au para Sombrerorumi. El resultado más relevante corresponde al cálculo del Valor Actual Neto (VAN), que asciende a 4.259 MUS\$, confirmando que los beneficios proyectados superan los costos de inversión y operación. Este indicador valida la rentabilidad y viabilidad del proyecto, incluso considerando que la vida útil estimada, bajo el escenario de 5,000 tpd, es de aproximadamente 1 año más el periodo de pre-minado.

En conclusión, la evaluación técnico-económica demuestra que, pese a los volúmenes moderados y leyes relativamente bajas, el proyecto resulta rentable gracias a la optimización de costos y el aprovechamiento de infraestructura existente, generando un VAN positivo y atractivo para su desarrollo.

Palabras clave — Planeamiento de minado, evaluación técnico-económica, cono optimizado, viabilidad.

Abstract

This research aimed to technically and economically evaluate the profitability of an open-pit oxide gold project. An integrated analysis of resources, operating costs, and production scenarios was conducted.

Measured, indicated, and inferred oxide resources at Quellococha are approximately 1.4 Mt with an average grade of 1.4 g/t Au, and at Sombrerorumi 0.86 Mt with 0.76 g/t Au, considering a cut-off grade of 0.2 g/t Au. Within the optimal pit, estimates reach 1.27 Mt containing 57 kOz Au in situ at Quellococha and 0.58 Mt containing 16 kOz Au in situ at Sombrerorumi.

Economic analyses assumed metallurgical recoveries of 70% for gold and 10% for silver, defining a base case production rate of 5,000 tpd, with alternative scenarios of 2,500; 7,500; and 10,000 tpd. Mining, processing, and general costs were benchmarked against similar projects, allowing the estimation of economic cut-off grades of 0.15 g/t Au for Quellococha and 0.16 g/t Au for Sombrerorumi.

The most relevant outcome corresponds to the Net Present Value (NPV), which amounts to 4.259 MUS\$, confirming that projected revenues exceed investment and operating costs. This indicator validates the profitability and feasibility of the project, even though the estimated mine life under the 5,000 tpd scenario is approximately 1 year plus a pre-stripping period.

In conclusion, the technical-economic evaluation demonstrates that, despite moderate volumes and relatively low grades, the project is profitable thanks to cost optimization and the use of existing infrastructure, resulting in a positive and attractive NPV for development.

Keywords — Mine planning, technical–economic evaluation, optimized pit, viability.

Tabla de Contenido

	Pág.
Resumen	v
Abstract	vi
Introducción	xi
Capítulo I. Parte introductoria del trabajo	1
1.1 Generalidades.....	1
1.2 Descripción del problema de investigación.....	2
1.3 Objetivo.....	3
1.4 Hipótesis	3
1.5 Variables	3
1.5.1 Variable Independiente (V.I.): Evaluación técnico-económica.	3
1.5.2 Variable dependiente (V.D.): Rentabilidad.....	3
1.6 Antecedentes referenciales	3
1.6.1 Antecedentes internacionales	3
1.6.2 Antecedentes nacionales	5
1.6.3 Antecedentes locales	6
Capitulo II. Marcos teórico y conceptual.....	8
2.1 Marco teórico	8
2.1.1 Explotación a tajo abierto	8
2.1.2 Procesamiento de óxidos auríferos	9
2.1.3 Evaluación económica y rentabilidad	11
2.1.4 Integración técnica–económica	13
2.2 Marco conceptual.....	14
2.2.1 Mineral de baja ley	14
2.2.2 Relación estéril-mineral (Stripping Ratio)	14
2.2.3 Modelo de bloques.....	14
2.2.4 Optimización de pit.....	14

2.2.5 Pushback	14
2.2.6 Lixiviación	15
2.2.7 Costos directos e indirectos	15
2.2.8 Sensibilidad económica.....	15
2.2.9 Flujo de caja descontado	15
2.2.10 Plan de cierre de mina	15
Capítulo III. Desarrollo del trabajo de investigación	16
3.1 Recolección de datos	16
3.1.1 Unidad de estudio	16
3.1.2 Geología	17
3.1.3 Estimación de recursos geológicos	19
3.2 Procesamiento de la información	27
3.2.1 Optimización de tajo.....	27
3.2.2 Plan de minado	40
3.2.3 Infraestructura.....	44
3.2.4 Estimado de costos de operación y capital.....	46
Capítulo IV. Análisis e interpretación de resultados	53
4.1 Evaluación económica	53
4.2 Análisis de sensibilidad del caso base	53
4.3 Validación de hipótesis.....	55
Conclusiones	57
Recomendaciones	58
Referencias bibliográficas.....	59
Anexos	61

Lista de Tablas

	Pág.
Tabla 1 : Matriz de consistencia.....	3
Tabla 2 : Estadísticas de oro.....	22
Tabla 3 : Estadísticas de plata	22
Tabla 4 : Estadísticas de factor de Cianurabilidad	23
Tabla 5 : Recursos geológicos – Quellococha	26
Tabla 6 : Recursos geológicos – Sombrerorumi.....	27
Tabla 7 : Alternativas evaluadas	27
Tabla 8 : Parámetros de optimización.....	29
Tabla 9 : Peso específico.....	30
Tabla 10: Onzas Au para cada alternativa evaluada	30
Tabla 11: Alternativa 1 – Recursos dentro del Pit Óptimo	34
Tabla 12: Alternativa 2 – Recursos dentro del Pit Óptimo	35
Tabla 13: Alternativa 3 – Recursos dentro del Pit Óptimo	35
Tabla 14: Alternativa 4 – Recursos dentro del Pit Óptimo	36
Tabla 15: Parámetros de diseño de tajo final	37
Tabla 16: Estimado de recursos de mineral dentro de tajo final (Caso Base @ 5 ktpd) ..	38
Tabla 17: Evolución de recursos minerales – Óxidos.....	39
Tabla 18: Programa de producción – Escenario de costos caso base 5,000 TPD	40
Tabla 19: Costo de minado total (Quellococha)	44
Tabla 20: Costos de operación	47
Tabla 21: Inversiones estimadas en el Proyecto de Óxidos – 5 ktpd.....	51
Tabla 22: Inversiones estimadas a diferentes escenarios de ritmo de producción	52

Lista de Figuras

	Pág.
Figura 1 : Ubicación de las áreas de Quellococha y Sombrerorumi	16
Figura 2 : Sección de 450 – alteración.....	21
Figura 3 : Sección de 6 – alteración.....	21
Figura 4 : Variograma Oro – Dominio Silice – Quellococha.....	23
Figura 5 : Variograma Oro – Dominio Argilico Avanzado – Quellococha.....	24
Figura 6 : Variograma Oro – Dominio Silice – Sombrerorumi.....	24
Figura 7 : Variograma Oro – Dominio Argilico Avanzado – Sombrerorumi	24
Figura 8 : Curva Tonelaje Ley – Quellococha (Recursos Medido, Indicado e Inferido)...	25
Figura 9 : Curva Tonelaje Ley – Sombrerorumi (Recursos Medido, Indicado e Inferido)	26
Figura 10: Onzas Au para cada alternativa evaluada.....	31
Figura 11: Diferencia en Onzas Au (criterio material oxidado)	31
Figura 12: Diferencia en onzas Au (Inclusión de recursos inferidos)	32
Figura 13: Diferencia en onzas Au (Costo de capital variable)	33
Figura 14: Vista en Planta (Cono Med + Ind vs. Cono Med + Ind + Inf).....	33
Figura 15: Vista Longitudinal (Cono Med + Ind vs. Cono Med + Ind + Inf)	34
Figura 16: Recursos minerales totales dentro del tajo final (por categoría)	38
Figura 17: Vista 3D – Tajos de Quellococha y Sombrerorumi	39
Figura 18: Sección vertical Quellococha y manto mineralizado.....	39
Figura 19: Personal área de mina staff y empleados	43
Figura 20: Análisis de sensibilidad: Ritmo de producción y precio del oro.....	54
Figura 21: Análisis de sensibilidad: Variación de recuperación metalúrgica.....	55

Introducción

La minería a cielo abierto se ha consolidado como uno de los principales métodos de extracción a nivel mundial, gracias a su eficiencia para movilizar grandes volúmenes de material y explotar yacimientos de mediana y baja ley. En el caso de los óxidos auríferos, este sistema ofrece ventajas en la extracción y procesamiento del mineral, siempre que se sustente en estudios técnicos y económicos que garanticen su viabilidad. La presente investigación se centra en la evaluación técnica y económica de un proyecto de explotación de óxidos auríferos a tajo abierto, con el objetivo de determinar su rentabilidad y establecer parámetros que respalden la toma de decisiones de inversión.

El trabajo se organiza en cuatro capítulos claramente diferenciados:

Capítulo I: Parte introductoria. Se presentan las generalidades del proyecto, la formulación del problema de investigación, los objetivos, hipótesis y variables. Asimismo, se incluyen antecedentes referenciales de carácter internacional, nacional y local que sirven de base para la contextualización del estudio.

Capítulo II: Marcos teórico y conceptual. En este apartado se desarrollan los fundamentos teóricos vinculados a la minería a cielo abierto, el procesamiento de óxidos auríferos, la evaluación económica y los criterios de integración técnica–económica. También se establece el marco conceptual con los términos clave necesarios para la comprensión del trabajo.

Capítulo III: Desarrollo del trabajo de investigación. Comprende la recopilación de información geológica, mineralógica y metalúrgica, la estimación de recursos, la optimización del tajo y la elaboración del plan de minado. Además, se describe el diseño de la infraestructura requerida y la estimación de costos de capital y operación, integrando todos los aspectos técnicos que alimentan el modelo económico.

Capítulo IV: Análisis y discusión de resultados. Se presentan los resultados de la evaluación económica, destacando los indicadores de rentabilidad obtenidos. Asimismo, se desarrolla un análisis de sensibilidad del caso base, que permite identificar las variables

críticas que influyen en la viabilidad del proyecto y proponer lineamientos para optimizar su desarrollo.

De esta manera, la investigación no solo permite evaluar la factibilidad técnica y económica de la explotación de óxidos auríferos, sino que también ofrece una guía metodológica que puede ser aplicada en proyectos similares, aportando un marco de referencia útil tanto para la industria minera como para futuros estudios académicos.

Capítulo I. Parte introductoria del trabajo

1.1 Generalidades

La minería constituye uno de los pilares fundamentales de la economía nacional, siendo la explotación de oro una de las actividades más representativas por su aporte a las exportaciones y generación de empleo. En este contexto, la explotación de yacimientos de óxidos con contenido aurífero mediante operaciones a tajo abierto se presenta como una alternativa de producción eficiente y de gran impacto económico para el país y la región.

Previo a la puesta en marcha de un proyecto minero, resulta esencial la elaboración de estudios preliminares que permitan conocer con precisión las características del yacimiento, su potencial productivo y las condiciones técnicas necesarias para su aprovechamiento. Estos estudios constituyen la base para una correcta planificación y para la optimización de los recursos disponibles.

Entre los aspectos más relevantes de una evaluación de este tipo, se encuentra la determinación de la capacidad de procesamiento diario en toneladas por día (TPD), dado que este factor condiciona el dimensionamiento de la planta de beneficio, la programación de la producción y la proyección de ingresos. Un cálculo preciso de esta variable garantiza una operación equilibrada entre capacidad instalada y disponibilidad de mineral, contribuyendo a maximizar la eficiencia del proceso productivo.

Asimismo, el diseño y estructuración adecuada de la mina desempeñan un papel determinante en el aprovechamiento óptimo del yacimiento. La disposición de los tajos, las secuencias de minado y la logística de transporte interno deben ser planificadas con criterios técnicos que permitan reducir costos operativos y mantener un flujo constante de mineral hacia la planta.

En este sentido, la “Evaluación técnica y económica para determinar la rentabilidad de explotación de óxidos con contenido aurífero en una operación a tajo abierto” constituye un ejercicio fundamental para sustentar decisiones estratégicas y garantizar que el

desarrollo del proyecto se realice bajo parámetros que maximicen el beneficio económico y la sostenibilidad de la operación.

1.2 Descripción del problema de investigación

La Compañía Minera Buenaventura, con el propósito de ampliar sus operaciones de extracción de mineral y aprovechando la titularidad de la Unidad Económica Administrativa (U.E.A.) Poracota, identificó la necesidad de desarrollar un estudio técnico-económico integral que garantice la continuidad de las actividades de explotación y producción de la mina.

En este contexto, se plantea evaluar la viabilidad técnica y económica de la explotación de óxidos con contenido aurífero mediante un método de tajo abierto, considerando las características geológicas, mineralógicas y metalúrgicas del yacimiento. Este análisis permitirá establecer no solo la factibilidad operativa del proyecto, sino también su rentabilidad, elemento clave para la toma de decisiones de inversión.

La problemática principal radica en determinar si las reservas de óxidos auríferos identificadas pueden ser explotadas de forma eficiente y rentable, optimizando los procesos de extracción y beneficio del mineral. Para ello, se requiere integrar pruebas metalúrgicas, estudios de flotación y cianuración, estimaciones detalladas de costos, proyecciones de producción, y evaluación de indicadores financieros críticos.

Adicionalmente, es fundamental definir el tamaño óptimo de procesamiento diario en toneladas por día (TPD), ya que este parámetro influye directamente en el dimensionamiento de la planta, el ritmo de explotación, la recuperación metalúrgica, los costos operativos y, en última instancia, en la rentabilidad global del proyecto. (Fuente: Área de Planeamiento Mina)

En consideración con lo anterior expuesto se plantea la siguiente interrogante.

¿En qué medida una inadecuada evaluación técnico-económica de los recursos y capacidad de procesamiento impacta en la rentabilidad del proyecto minero?

1.3 Objetivo

Evaluar técnico-económicamente la rentabilidad del proyecto de explotación de óxidos con contenido aurífero.

1.4 Hipótesis

La evaluación técnico-económica del proyecto permitirá determinar la rentabilidad para el desarrollo, explotación y procesamiento.

1.5 Variables

1.5.1 Variable Independiente (V.I.): Evaluación técnico-económica.

- Recursos minerales (medido + indicado + inferido).
- Capacidad de procesamiento (TPD).

1.5.2 Variable dependiente (V.D.): Rentabilidad.

- Valor Presente Neto (VPN).
- Tasa Interna de Retorno (TIR).

Tabla 1

Matriz de consistencia

PROBLEMA	OBJETIVO	HIPOTESIS	VARIABLES	INDICADORES	
¿En qué medida una inadecuada evaluación técnico-económica de los recursos y capacidad de procesamiento impacta en la rentabilidad del proyecto minero?	Evaluar técnico-económicamente la rentabilidad del proyecto de explotación de óxidos con contenido aurífero.	La evaluación técnico-económica del proyecto permitirá determinar la rentabilidad para el desarrollo, explotación y procesamiento.	X: Independiente / Causa .Evaluación técnico-económica .	Y: Dependiente / Efecto Rentabilidad	Valor Presente Neto (VPN = 4.259 MUSD) Tasa Interna de Retorno (TIR = 30%)

Fuente: Elaboración propia

1.6 Antecedentes referenciales

1.6.1 Antecedentes internacionales

Aravena, C. (2020). Mejoramiento de productividad en proyectos de inversión Minera Escondida. Esta tesis se centra en diseñar y aplicar un plan de mejora de productividad para cuatro proyectos de inversión ejecutados por Minera Escondida, utilizando mediciones de “time on tools” para clasificar las actividades diarias en

Detenciones Autorizadas (DA), Actividades que No Agregan Valor (NAV), Actividades de Soporte (SO) y Actividades que Agregan Valor (AV). Al comparar estos datos con estándares de la Cámara Chilena de la Construcción, se detectó una mayor proporción de DA (16 % más) y una reducción de AV (14 % menos). Con base en estos hallazgos, se propusieron intervenciones orientadas a modificar conductas, optimizar procesos, implementar comedores móviles y mejorar la planificación, con el objetivo de reducir las DA al 20 % o menos. En proyectos piloto selectos, la proporción DA se redujo por debajo del 20 %, mientras que en otro alcanzó el 35 %, pero mostró una tendencia a la baja. El análisis económico de las mejoras estimó una reducción en el costo total de los proyectos entre el 6 % y el 13 %, validando el impacto positivo de las acciones sobre la eficiencia, los plazos y la competitividad.

Miguel, F. (2020) Cálculo de la tasa de producción óptima en minería a cielo abierto. Esta tesis analiza a profundidad los principales métodos empíricos y matemáticos utilizados para determinar la tasa de producción óptima (TPO) en operaciones mineras a cielo abierto, enfatizando cómo esta decisión impacta directamente sobre los costos de capital, costos operativos y la vida útil de la mina —factores clave para la viabilidad económica de un proyecto. Se llevó a cabo un análisis de sensibilidad que examinó el efecto de variables críticas como la tasa de descuento, precio del mineral y la relación estéril-mineral (REM) en distintos tamaños de reserva (pequeña, mediana y grande). Los hallazgos revelan que la tasa de descuento tiene un efecto relativamente reducido, mientras que el precio del mineral y la REM exhiben una alta sensibilidad: un aumento del 122 % en el precio resultó en incrementos de TPO de hasta el 100 %, 66 % y 45 % según el tamaño de reserva, y una REM 200 % mayor generó alzas similares. Finalmente, aplicando el método Hill of Value a un caso real, se optimizó la ley de corte al 0.8 % (en lugar del 0.3 %) y se estableció una TPO ideal de 44 millones de toneladas anuales, lo cual potencialmente incrementaría el valor del proyecto en USD 321 millones.

1.6.2 Antecedentes nacionales

Cueva, F. (2024). Análisis comparativo de los márgenes de rentabilidad de las principales mineras del Perú, período 2017–2021. El objetivo de esta investigación fue analizar y comparar los márgenes de rentabilidad de las principales empresas mineras del Perú en el periodo 2017–2021, a fin de identificar tendencias y factores determinantes de su desempeño financiero. La metodología consistió en la revisión y análisis documental de información oficial proveniente de los estados financieros y memorias anuales registradas en la Superintendencia del Mercado de Valores (SMV), aplicando indicadores financieros clave como margen neto, margen operativo y rentabilidad sobre el patrimonio. El estudio reveló que las variaciones de rentabilidad estuvieron fuertemente influenciadas por factores externos, principalmente la volatilidad de los precios internacionales de los metales, así como por variables internas relacionadas con la eficiencia operativa y los costos de producción. Se identificó que las empresas con operaciones enfocadas en cobre y oro obtuvieron los márgenes más altos, especialmente en los años de alza de precios, confirmando la relevancia de un portafolio de producción diversificado y una estructura de costos competitiva para mantener niveles óptimos de rentabilidad.

Vargas, Y. (2022). Gestión de costos: rentabilidad y productividad en el ciclo de minado subterráneo de yacimiento de oro. Esta tesis tuvo como propósito optimizar la productividad y rentabilidad en el ciclo de minado subterráneo de un yacimiento aurífero, mediante el rediseño y control eficiente de la gestión de costos en todas las fases del proceso extractivo. Bajo un enfoque aplicado y cuantitativo, se recopilieron datos operativos y financieros que permitieron implementar herramientas como el diagrama de Pareto para priorizar áreas críticas, análisis de variabilidad para identificar desviaciones significativas y cronogramas tipo Gantt para la programación óptima de actividades. El desarrollo del modelo de control de costos permitió evaluar el impacto de cada etapa sobre el costo total por tonelada extraída, permitiendo la identificación de sobrecostos y cuellos de botella en la operación. Los resultados evidenciaron un incremento del 35 % en la productividad global y un aumento del 25 % en la rentabilidad, atribuibles a la optimización del

planeamiento minero, la reducción de tiempos improductivos y la mejora en la asignación de recursos. Este estudio demuestra que la integración de herramientas de gestión de costos en minería subterránea no solo mejora los indicadores financieros, sino que también contribuye a una operación más sostenible y competitiva.

Salinas, J. (2023). Determinar la rentabilidad mediante las inversiones y el análisis de costos unitarios en la unidad minera Yaruchagua – Glore Perú S.A.C. El objetivo de este estudio fue determinar la rentabilidad de la unidad minera Yaruchagua de la empresa Glore Perú S.A.C. mediante el análisis conjunto de las inversiones ejecutadas y los costos unitarios de producción correspondientes al ejercicio 2021. Para ello, se recopiló y evaluó información de todas las labores mineras desarrolladas (galerías, subniveles, chimeneas y tajos) y de los procesos operativos clave como perforación, voladura, carguío, transporte y servicios auxiliares. Se elaboró la estructura de inversiones y se construyeron los estados de pérdidas y ganancias, así como el flujo de caja económico del proyecto. La evaluación financiera, utilizando indicadores como el Valor Actual Neto (VAN), la Tasa Interna de Retorno (TIR) y la relación beneficio/costo (B/C), arrojó resultados altamente favorables: VAN de USD 15 017 107, TIR de 85 % y B/C de 1.66, demostrando que la operación es financieramente atractiva y sostenible en el tiempo. El estudio resalta la importancia de un control estricto de costos unitarios y de una planificación eficiente de las inversiones para maximizar la rentabilidad en minería subterránea.

1.6.3 Antecedentes locales

Llanos, A. (2023). Evaluación económica para incrementar la rentabilidad del planeamiento de minado de la Mina Julcani de la Compañía de Minas Buenaventura S.A.A. Este estudio presenta una metodología aplicada para evaluar la rentabilidad económica del planeamiento de minado en la Mina Julcani (Buenaventura), mediante el uso de un modelo de regresión basado en datos históricos de producción (1969–2020) y proyecciones hasta 2028 para los principales metales: plata, plomo y cobre. La ecuación obtenida es: Ventas (miles USD) = 54 625,9 – 1 321,63·TCS + 1 456,84·TMS, con un coeficiente de determinación moderado ($R^2 = 0,16$, $p < 0,05$), lo que evidencia que el

planeamiento de minado tiene impacto estadísticamente significativo en las ventas. Los indicadores económicos calculados revelaron una rentabilidad atractiva: VAN de USD 7 563 284, TIR de 22,20 % y razón beneficio/costo de 1,29, con un periodo de recuperación de inversión estimado en 6,3 años. El estudio concluye que un planeamiento minero riguroso y basado en modelos cuantitativos mejora la rentabilidad de la operación.

Capítulo II. Marcos teórico y conceptual

2.1 Marco teórico

La evaluación técnica y económica de un proyecto minero constituye una etapa crítica dentro del ciclo de vida de la minería, ya que permite determinar la viabilidad de la explotación de un yacimiento, considerando factores geológicos, metalúrgicos, operativos, ambientales y financieros (Hartman & Mutmansky, 2002; Runge, 2020). En el caso de yacimientos de óxidos con contenido aurífero, el análisis debe integrar criterios de selección del método de explotación, estimaciones de reservas, pruebas metalúrgicas, dimensionamiento de planta y proyecciones financieras para estimar la rentabilidad.

2.1.1 Explotación a tajo abierto

La explotación a tajo abierto es un método de minería superficial que consiste en la extracción secuencial de capas de material estéril y mineral desde la superficie hacia niveles progresivamente más profundos, hasta agotar las reservas económicamente aprovechables. Este sistema se utiliza principalmente cuando el mineral se encuentra relativamente cerca de la superficie, en depósitos de gran extensión lateral y con relaciones de desmonte (stripping ratio) que permiten una operación rentable. (Fuente: Hustrulid et al., 2013)

A diferencia de la minería subterránea, la explotación a tajo abierto presenta la ventaja de acceder directamente a grandes volúmenes de mineral y operar con equipos de mayor capacidad, lo que se traduce en costos unitarios generalmente más bajos. (Fuente: Hartman y Mutmansky, 2002).

Sin embargo, requiere remover grandes cantidades de material estéril, por lo que la viabilidad económica depende de mantener una ley de corte que maximice el valor presente neto (VAN) del proyecto. (Fuente: Whittle, 2018).

El proceso de planeamiento de un tajo abierto involucra varias etapas clave que se señalan a continuación:

2.1.1.1 Modelado geológico y estimación de reservas. Se construye un modelo tridimensional del yacimiento, basado en información de perforaciones y análisis geoquímicos, que define la ubicación, forma y ley del mineral.

2.1.1.2 Diseño del tajo final. Se determina la geometría definitiva del tajo, considerando ángulos de talud seguros según la geotecnia, accesos, bermas de seguridad y capacidad de drenaje.

2.1.1.3 Secuencia de minado (pushbacks). Se planifican fases intermedias de extracción que optimizan la recuperación temprana de mineral de alta ley, mejorando el flujo de caja en los primeros años de operación (Dagdelen, 2001).

2.1.1.4 Dimensionamiento y selección de equipos. Se define la flota minera en función de la capacidad de producción deseada, la distancia de acarreo y la productividad esperada.

2.1.1.5 Plan de producción y ley de corte. Se establece un calendario que coordina la extracción del mineral con la capacidad de procesamiento de planta, ajustando la ley de corte para equilibrar ingresos y costos.

En el caso de los óxidos auríferos, la explotación a tajo abierto suele ir acompañada de sistemas de lixiviación en pilas o cianuración en planta, lo que requiere un control estricto en la fragmentación, clasificación granulométrica y transporte del mineral para optimizar la recuperación metalúrgica. (Fuente: Marsden & House, 2006)

Si bien la minería a cielo abierto presenta beneficios en términos de volumen y eficiencia, también implica retos en la gestión ambiental, como el control de aguas de escorrentía, la estabilidad de taludes y la rehabilitación progresiva de las áreas explotadas, aspectos que deben integrarse desde la fase de planificación inicial para garantizar la sostenibilidad del proyecto. (Fuente: Laurence, 2011)

2.1.2 *Procesamiento de óxidos auríferos*

El procesamiento de óxidos auríferos comprende el conjunto de operaciones destinadas a liberar y recuperar el oro presente en minerales oxidados mediante técnicas

hidrometalúrgicas, siendo la cianuración el método más comúnmente empleado a nivel industrial. (Fuente: Marsden y House, 2006)

Los minerales oxidados, a diferencia de los sulfuros, presentan estructuras más porosas y alteradas, lo que permite una disolución más rápida del oro bajo condiciones de lixiviación adecuadas. (Fuente: Habashi, 1999)

El proceso comienza con la caracterización mineralógica y metalúrgica del material, evaluando factores como la ley de oro, la distribución del metal, la presencia de impurezas y el grado de liberación esperado. A partir de esta caracterización, se selecciona la tecnología de procesamiento más apropiada, que puede ser:

Lixiviación en pilas (Heap Leaching)

Consiste en la colocación del mineral triturado sobre plataformas impermeabilizadas, donde se irriga con soluciones de cianuro que disuelven el oro. Este método es adecuado para minerales de baja ley (generalmente < 2 g/t Au) y grandes volúmenes, ofreciendo bajos costos de capital y operación. (Fuente: Kappes, 2002)

Requiere un control estricto del tamaño de partícula, la permeabilidad de la pila, la concentración de cianuro y el tiempo de lixiviación para asegurar recuperaciones eficientes.

Cianuración por agitación en tanque (CIP, CIL)

Implica la molienda del mineral a una granulometría fina y el contacto íntimo con la solución cianurada en tanques agitados. Es más costosa que la lixiviación en pilas, pero logra recuperaciones más altas (> 90 %) en minerales con buena liberación del oro. (Fuente: Marsden & House, 2006)

Los esquemas más comunes incluyen Carbon in Pulp (CIP) y Carbon in Leach (CIL), donde el carbón activado adsorbe el oro directamente de la solución.

Lixiviación en bateas o VAT Leaching

Adecuada para minerales de granulometría controlada y operaciones de menor escala, donde se busca un tiempo de retención intermedio entre la lixiviación en pilas y la cianuración por agitación. (Fuente: Habashi, 1999)

En todos los casos, el circuito de recuperación posterior incluye la adsorción del oro sobre carbón activado, su desorción, electrólisis y fundición para obtener doré. La eficiencia de recuperación depende de la mineralogía, el grado de liberación del oro, el pH, la concentración de cianuro, el tiempo de residencia y la calidad del agua de proceso. (Fuente: Marsden & House, 2006)

En la evaluación técnica y económica, la elección del método de procesamiento tiene un impacto directo en el costo operativo unitario, en la inversión inicial (CAPEX) y en la recuperación metalúrgica, factores que a su vez determinan la rentabilidad del proyecto (Runge, 2020). Para yacimientos de óxidos con contenido aurífero explotados mediante tajo abierto, una correcta integración entre el plan de minado y el diseño de la planta de beneficio es esencial para optimizar el flujo de mineral y maximizar el valor presente neto (VAN).

2.1.3 Evaluación económica y rentabilidad

La evaluación económica en proyectos mineros es el proceso mediante el cual se cuantifica, de manera sistemática, la viabilidad financiera de una inversión a partir de información técnica, productiva y de mercado. Este análisis busca determinar si los ingresos proyectados, generados por la venta de metales, superan los costos de inversión, operación y mantenimiento a lo largo de la vida útil de la mina, considerando el valor del dinero en el tiempo. (Fuente: Gentry y O'Neil, 1984; Runge, 2020)

En minería, la evaluación económica integra datos provenientes del planeamiento de minado, las pruebas metalúrgicas, el diseño de planta y la estimación de reservas, para construir un modelo financiero que simule el flujo de caja del proyecto. Este modelo incluye proyecciones de producción anual, precios de venta, recuperación metalúrgica, costos operativos (OPEX), costos de capital (CAPEX), gastos administrativos, impuestos y regalías. (Fuente: Hartman y Mutmansky, 2002)

Para determinar la rentabilidad, se utilizan indicadores financieros reconocidos internacionalmente, entre los que destacan:

Valor Actual Neto (VAN)

Representa el valor presente de los flujos netos de caja que generará el proyecto, descontados a una tasa de referencia. Un VAN positivo indica que el proyecto generará un retorno superior al costo de capital (Gentry & O'Neil, 1984).

Tasa Interna de Retorno (TIR)

Es la tasa de descuento que iguala el valor presente de los ingresos con el de los egresos. Una TIR mayor que la tasa mínima aceptable de rendimiento (TMAR) señala que el proyecto es financieramente atractivo.

Relación Beneficio/Costo (B/C)

Mide la relación entre los beneficios y los costos en términos presentes. Valores mayores a 1 indican que los beneficios superan los costos.

Periodo de Recuperación de la Inversión (Payback)

Indica el tiempo necesario para recuperar la inversión inicial a partir de los flujos netos de caja.

En el caso de proyectos de óxidos auríferos explotados a tajo abierto, la rentabilidad está estrechamente vinculada a variables técnicas como la capacidad de procesamiento diario en toneladas métricas secas (TMS), la ley de corte y la recuperación metalúrgica, ya que influyen directamente en el volumen de metal producido y en los costos unitarios. Un aumento en la capacidad de planta puede mejorar los ingresos totales, pero también incrementa la inversión y los costos operativos, por lo que se debe buscar un punto de equilibrio que maximice el VAN y la TIR. (Fuente: Runge, 2020)

Además, es fundamental realizar análisis de sensibilidad y análisis de escenarios para evaluar el impacto de la variación de precios del oro, costos de insumos, productividad y recuperación en la rentabilidad proyectada. Estas herramientas permiten identificar riesgos y tomar decisiones más informadas en un contexto de incertidumbre de mercado. (Fuente: Hustrulid et al., 2013).

2.1.4 Integración técnica–económica

La integración técnica–económica en proyectos mineros es el proceso mediante el cual se vinculan de manera coherente y simultánea los aspectos de ingeniería (diseño y planeamiento de mina, procesos metalúrgicos, logística y operación) con el análisis económico-financiero (inversión, costos, ingresos y rentabilidad), con el objetivo de optimizar el valor total del proyecto. Esta integración es fundamental para garantizar que las decisiones técnicas tengan sustento financiero y que las proyecciones económicas se basen en parámetros operativos realistas. (Fuente: Runge, 2020; Hustrulid et al., 2013)

En la práctica, el diseño de la mina, la secuencia de minado y la capacidad de procesamiento diario en toneladas por día (TPD) no pueden definirse únicamente desde un punto de vista técnico, ya que estos parámetros impactan directamente en los flujos de caja, el Valor Actual Neto (VAN), la Tasa Interna de Retorno (TIR) y otros indicadores de rentabilidad. Por ejemplo, un aumento en la capacidad de planta puede incrementar la producción anual de oro y mejorar los ingresos, pero también requiere mayor inversión inicial (CAPEX) y mayores costos operativos (OPEX), lo que puede reducir la eficiencia financiera si no se mantiene un equilibrio adecuado. (Fuente: Gentry & O’Neil, 1984)

El enfoque de planeamiento integrado combina herramientas de optimización minera, simulaciones de procesos y modelos financieros para evaluar diferentes escenarios y determinar la configuración técnica más rentable. Esto implica:

- Modelos geológicos y de reservas precisos, que sirvan de base para definir la geometría y secuencia de explotación.
- Pruebas metalúrgicas representativas, que determinen recuperaciones realistas para estimar los ingresos por venta de metal.
- Diseño de planta y logística operativa, considerando la localización, transporte de mineral y disposición de desechos.
- Modelos de flujo de caja, que integren cronogramas de minado, costos e ingresos con el fin de evaluar la viabilidad económica.

La integración técnica–económica también requiere la aplicación de análisis de sensibilidad y análisis de escenarios, que permiten anticipar el impacto de variaciones en precios de metales, leyes de mineral, costos de insumos y productividad, identificando los parámetros más críticos para la rentabilidad. Esta visión global facilita una toma de decisiones más robusta, minimiza riesgos y asegura que el diseño del proyecto esté alineado con sus objetivos financieros. (Fuente: Whittle, 2018)

2.2 Marco conceptual

2.2.1 Mineral de baja ley

Mineral cuya concentración de oro por tonelada es relativamente baja, pero que puede explotarse de manera rentable si los costos de extracción y procesamiento son suficientemente bajos o si el precio del oro es alto.

2.2.2 Relación estéril-mineral (Stripping Ratio)

Proporción entre el volumen de material estéril que debe removerse y el volumen de mineral aprovechable. Es un parámetro clave para estimar los costos de operación en minería a tajo abierto.

2.2.3 Modelo de bloques

Representación tridimensional del yacimiento mineral dividido en celdas o bloques, donde cada bloque contiene información sobre la ley de oro, el volumen y las características geotécnicas y metalúrgicas.

2.2.4 Optimización de pit

Proceso de cálculo que determina la forma y dimensiones del tajo final más rentable, considerando costos de extracción, precios del mineral, leyes de corte y parámetros geotécnicos.

2.2.5 Pushback

Fases o expansiones intermedias dentro de un tajo abierto que permiten extraer mineral de alto valor en etapas tempranas, mejorando el flujo de caja del proyecto.

2.2.6 Lixiviación

Proceso hidrometalúrgico que disuelve selectivamente el oro contenido en el mineral mediante soluciones químicas, generalmente cianuro, permitiendo su posterior recuperación.

2.2.7 Costos directos e indirectos

Los costos directos incluyen gastos directamente asociados a la extracción y procesamiento (perforación, voladura, transporte, energía), mientras que los indirectos abarcan administración, mantenimiento, servicios generales y seguridad.

2.2.8 Sensibilidad económica

Análisis que mide cómo cambia la rentabilidad del proyecto ante variaciones de factores clave como precio del oro, costos operativos, recuperación metalúrgica o ley del mineral.

2.2.9 Flujo de caja descontado

Método de valoración que calcula el valor presente de todos los flujos de ingresos y egresos futuros del proyecto, aplicando una tasa de descuento que refleja el costo de oportunidad del capital.

2.2.10 Plan de cierre de mina

Conjunto de acciones técnicas, ambientales y sociales destinadas a restaurar las áreas afectadas por la actividad minera una vez concluida la explotación, cumpliendo con la normativa y garantizando la estabilidad física y química del lugar.

Capítulo III. Desarrollo del trabajo de investigación

3.1 Recolección de datos

3.1.1 Unidad de estudio

El proyecto se ubica en la parte alta de la cuenca del río Majes, específicamente en las zonas de Poracota, Quellococha y Perseverancia, pertenecientes al distrito de Cayarani, provincia de Condesuyo, en el departamento de Arequipa.

Se localiza aproximadamente a 20 km en línea recta —o 32 km por carretera— al noroeste del distrito de Orcopampa. Está situado en la Cordillera Occidental de los Andes, a altitudes que oscilan entre los 4 200 y 4 900 metros sobre el nivel del mar.

Sus coordenadas UTM representativas son N 768 400 y E 8 314 815, como se muestra en la Figura 1.

Figura 1

Ubicación de las áreas de Quellococha y Sombrerorumi



Fuente: Google Earth

3.1.2 Geología

El depósito Poracota se encuentra dentro de una estructura circular, tipo caldera (en la parte central), presenciando complejos eventos piroclásticos, efusivos y extrusivos.

3.1.2.1 Litología. Descripción de las capas geológicas

- **Capa más antigua (14.10 millones de años):**

La base del terreno está formada por una roca volcánica llamada Ignimbrita Quellococha. Esta capa comenzó con una fase muy explosiva y tiene, en su parte inferior, secciones con una especie de falsa estratificación. Más arriba, se mezclan capas de ceniza y brechas volcánicas (rocas compuestas por fragmentos de diferentes tamaños y tipos).

- **Toba Pichihua:**

Sobre la capa anterior, hay una secuencia de rocas formadas por flujos piroclásticos, llamada Toba Pichihua. Los fragmentos dentro de esta roca provienen de lavas andesíticas y dacíticas.

- **Toba soldada:**

Encima de la Toba Pichihua se encuentra una toba soldada (roca formada por ceniza volcánica compactada por el calor). Es de composición andesítica y tiene una textura muy fina, casi sin granos visibles. Su color es oscuro y contiene muchos cristales de plagioclasa. Tiene una susceptibilidad magnética moderada.

- **Toba Poracota:**

Sobre las capas anteriores, se encuentra la Toba Poracota. Esta es una capa de fragmentos rocosos moderadamente compactados, formados por flujos piroclásticos e ignimbritas. Lo interesante de esta capa es que contiene restos de plantas carbonizadas. Esta capa es especialmente importante, ya que es la que contiene los depósitos minerales de interés económico en el yacimiento Poracota. Además, dentro de esta misma capa se encuentran las vetas de rocas silíceas.

- **Lavas y domos:**

Por encima de la Toba Poracota, se encuentran una secuencia de lavas e intrusiones volcánicas con forma de domo.

- **Capa más reciente (0.5 millones de años):**

Finalmente, la capa superior está compuesta por lavas y cenizas volcánicas más recientes, provenientes del volcán Andagua.

3.1.2.2 Geología estructural.

3.1.2.2.1 Sistemas de fallas en la región. La región está influenciada por dos grandes sistemas de fallas llamados Incamisa y Palcayoc, que se extienden en dirección noroeste-sureste (NW-SE). Estos sistemas tienen un movimiento lateral hacia la izquierda (sinistral), lo que a su vez ha creado otras fallas que corren de este a oeste. Entre las más importantes están la Vizcacha, Lourdes, Plumosa, Perseverancia y Huamanihuayta.

3.1.2.2.2 Fallas en el área de Quellococha. Específicamente en el área de Quellococha, hay fallas normales-sinistrales. De estas, dos son particularmente relevantes:

- **Falla Liliana:**

Esta falla se orienta hacia el suroeste (S70°W). Su importancia radica en que marca el límite de la zona con alteración silíceas y detiene la continuidad de un nivel geológico conocido como "Manto" hacia el norte.

- **Falla Patty:**

Orientada hacia el noroeste (N75°W), esta es una falla normal que parece estar experimentando un movimiento gravitacional o de "vasculamiento" (inclinación) en la parte este de la zona.

3.1.2.3 Alteraciones. El proceso principal que transformó las rocas en esta área fue la alteración silícea, que se extendió a las rocas circundantes (llamadas "cajas alteradas"). Estas cajas sufrieron una alteración argílica avanzada, lo que significa que se volvieron ricas en minerales de arcilla, como la alunita.

3.1.2.3.1 Minerales y tipo de yacimiento. En el yacimiento, se encuentran minerales como la enargita y la pirita. La presencia de estos minerales y el tipo de alteración sugieren que es un yacimiento epitermal de alta sulfuración.

3.1.2.3.2 El "Manto Águila". En las zonas de Quellococha y Sombrerorumi, los estudios geológicos (perforaciones y mapas a escala 1:1,000) confirmaron la existencia de un nivel rocoso continuo y profundo que ha sido silicificado, al que se le ha llamado Manto Águila.

▪ **Características geométricas:**

Este manto se inclina 12° hacia el suroeste (12°SW) y se extiende en dirección este-oeste (E-W).

▪ **Descripción del manto:**

Es un tipo de sílice con textura porosa y granular, a veces con apariencia de azúcar. En algunas partes, es una sílice residual. Contiene niveles esporádicos de carbón (también silicificados) y, en ocasiones, enargita masiva, así como cristales de baritina y azufre nativo. También se observa pirita diseminada en forma de granos finos y en los núcleos de otros minerales.

▪ **Roca original (Protolito):**

El Manto Águila se formó dentro de una toba poligénica, que es una roca volcánica compuesta por fragmentos de diferentes tipos, con un tamaño menor a 0.50 metros y muy fracturados.

3.1.2.3.3 Otros niveles de Silicificación. Se encontró una silicificación similar en forma de manto justo encima del Manto Águila. La principal diferencia es que este nivel no tiene restos de carbón, pero sí parece contener una mayor cantidad de arcillas.

3.1.3 Estimación de recursos geológicos

La estimación se basó en el criterio de cianurabilidad (AuCN/Au total) por el cual se considera material oxidado a los blocks con un factor mayor a 85%.

Sin embargo, a solicitud de BVN, esta estimación no se utilizó para desarrollar el resto del estudio, el cual finalmente se basó en la estimación proporcionada por BVN, la cual por cierto es más conservadora.

3.1.3.1 Modelamiento geológico. Se construyeron modelos geológicos basados en la información de cortes transversales y longitudinales de las zonas alteradas y mineralizadas. Estos modelos representan las características de las rocas y la distribución del mineral.

Se modelaron las siguientes zonas de alteración y sus características:

▪ **Silíceo:**

Se incluyeron diferentes tipos de sílice, como la sílice vuggy (porosa), arenosa, y la que presenta distintos grados de dureza (fuerte, moderada, débil).

▪ **Argílica avanzada:**

Se modeló la presencia de mezclas de minerales como cuarzo-alunita y cuarzo-alunita-arcillas.

▪ **Argílica:**

Se representaron las zonas con presencia de arcillas.

▪ **Material de cobertura:**

Se modeló la capa superior de material no mineralizado.

▪ **Dominio de mineralización en óxido:**

Se definió la zona donde se encuentra el mineral de interés en estado oxidado.

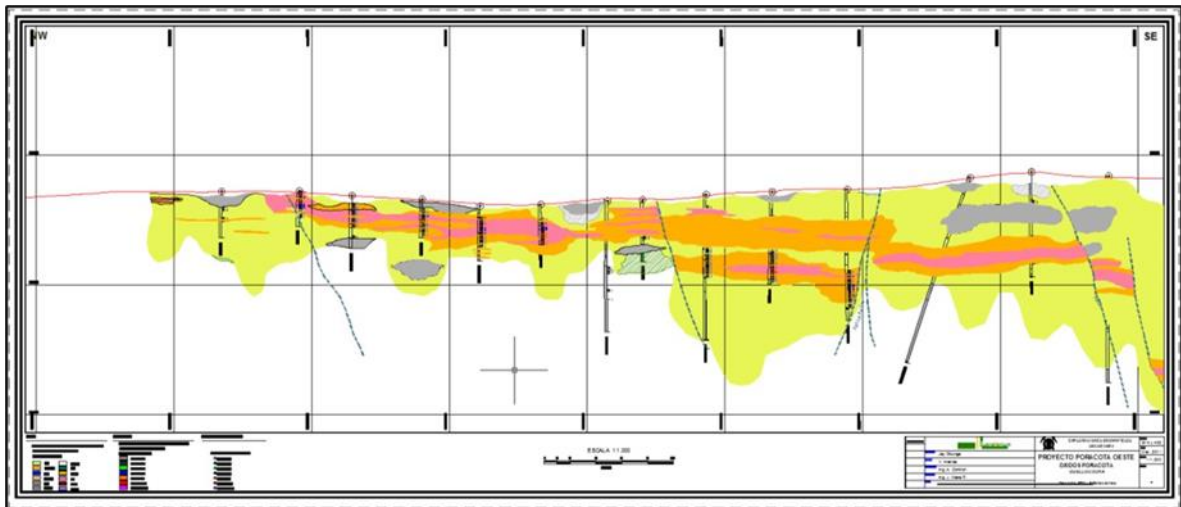
La estadística de cada uno de estos dominios ayudó a entender cómo se comportan las variables (como la cantidad de mineral) dentro de cada zona.

Definición de mineralización en óxido

La definición de las zonas con mineralización en óxido se basó en el registro de los sondeos. Se clasificó como "óxido" el material que contenía menos del 3% de pirita. Las figuras 2 y 3 (no incluidas aquí) muestran las interpretaciones de las alteraciones en las áreas de Quellococha y Sombrerorumi, respectivamente.

Figura 2

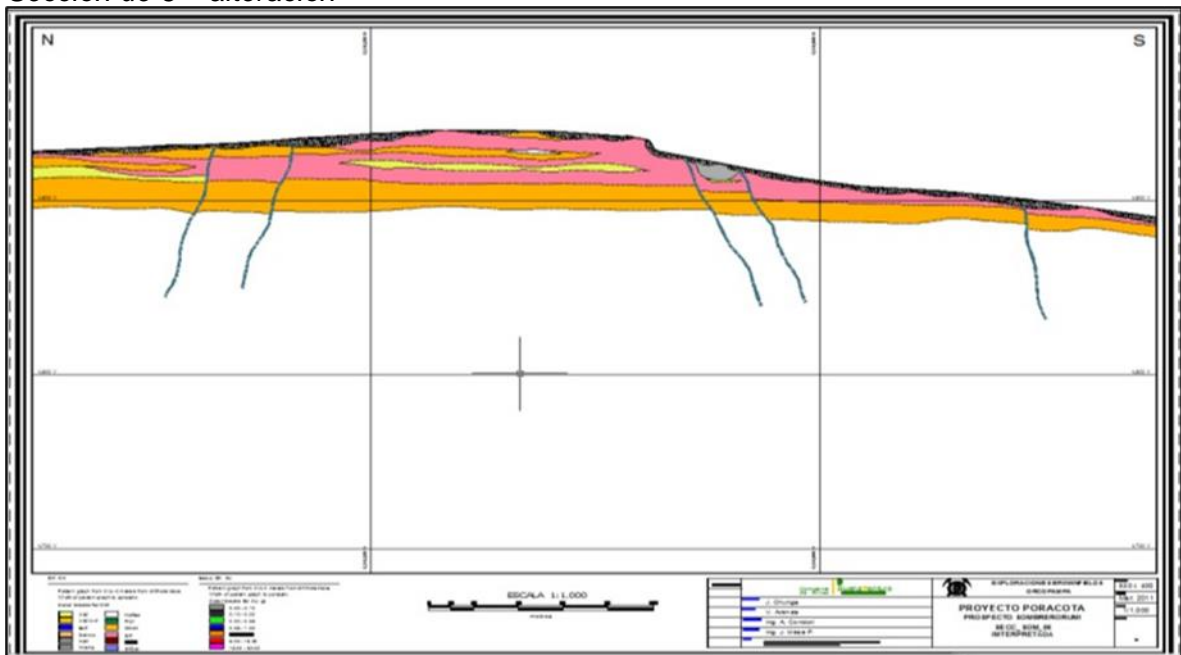
Sección de 450 – alteración



Fuente: Área de Planeamiento Mina

Figura 3

Sección de 6 – alteración



Fuente: Área de Planeamiento Mina

3.1.3.2 Análisis estadístico. Con la información de los sondeos se han realizado los análisis estadísticos (Au, Ag y Factor de Cianurabilidad (ratio AuCN/Au total)) y geoestadísticos.

Los análisis estadísticos de oro, plata y factor de cianurabilidad dentro de los dominios de alteración son mostrados en las Tablas 2, 3 y 4.

Tabla 2*Estadísticas de oro*

ÁREA	QUELLOCOCHA		SOMBRERORUMI		
	Dominio	Silice	Arg Avanzado	Silice	Arg Avanzado
Variable	Au	Au	Au	Au	Au
Lower cut	0.001	0.001	0.001	0.001	0.001
Número de Muestras	748	1104	164	80	
Minimum value	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01
Maximum value	17.79	9.77	8.59	4.77	
25.0 Percentile	0.04	0.01	0.10	0.01	
50.0 Percentile (median)	0.92	0.01	0.37	0.01	
75.0 Percentile	2.06	0.05	1.18	0.04	
Media	1.52	0.25	0.75	0.14	
Varianza	4.85	0.60	1.03	0.31	
Desviación estándar	2.20	0.78	1.02	0.56	
Coeficiente de Variación	1.45	3.16	1.35	4.04	

Fuente: Área de Planeamiento Mina

Tabla 3*Estadísticas de plata*

ÁREA	QUELLOCOCHA		SOMBRERORUMI		
	Dominio	Silice	Arg Avanzado	Silice	Arg Avanzado
Variable	Ag	Ag	Ag	Ag	Ag
Lower cut	0.001	0.001	0.001	0.001	0.001
Número de Muestras	737	2763	179	175	
Mínimum value	0.01	0.01	0.08	0.01	
Maximum value	234.80	142.32	71.30	76.20	
25.0 Percentile	0.60	0.30	5.00	0.30	
50.0 Percentile (median)	1.79	0.50	8.60	0.80	
75.0 Percentile	4.83	1.00	12.80	1.84	
Media	6.03	1.36	10.08	2.43	
Varianza	241.00	16.02	73.39	42.19	
Desviación Estándar	15.52	4.00	8.57	6.50	
Coeficiente de Variación	2.57	2.95	0.85	2.68	

Fuente: Área de Planeamiento Mina

Tabla 4

Estadísticas de factor de Cianurabilidad

Variable	QUELLOCOCHA	SOMBRERORUMI
	AuCN/Au total	AuCN/Au total
Lower cut	0.001	0.001
Número de Muestras	512	114
Minimum value	0.01	0.42
Maximum value (*)	1.04	1.55
25.0 Percentile	0.23	0.91
50.0 Percentile (median)	0.84	0.96
75.0 Percentile	0.92	0.98
Media	0.65	0.95
Varianza	0.12	0.01
Desviación Estándar	0.35	0.09
Coefficiente de Variación	0.53	0.10

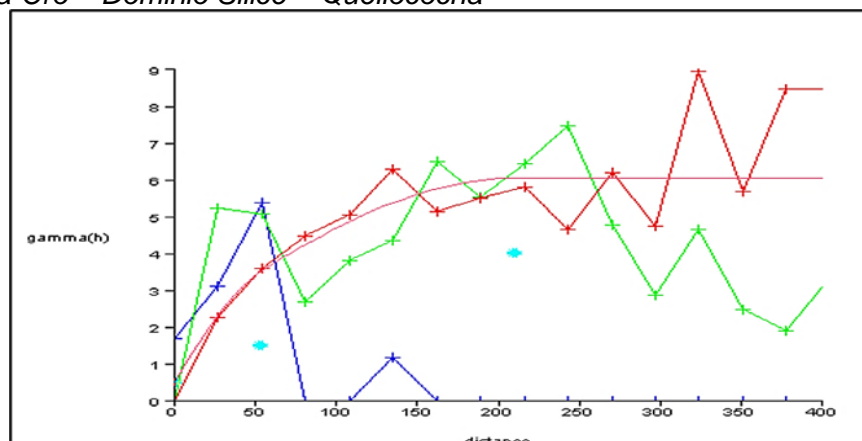
Fuente: Área de Planeamiento Mina

3.1.3.3 Variografía. Se crearon y analizaron varios variogramas para los dominios de sílice y argílico avanzado.

- Se usó la información geológica para determinar una dirección y radios de búsqueda para los modelos.
- Los modelos resultantes mostraron alcances de gran rango, lo que sugiere que la influencia de los valores de mineralización se extiende a distancias considerables.
- Las Figuras 4, 5, 6 y 7 muestran los variogramas específicos usados para las zonas de Quellococha y Sombrerorumi.

Figura 4

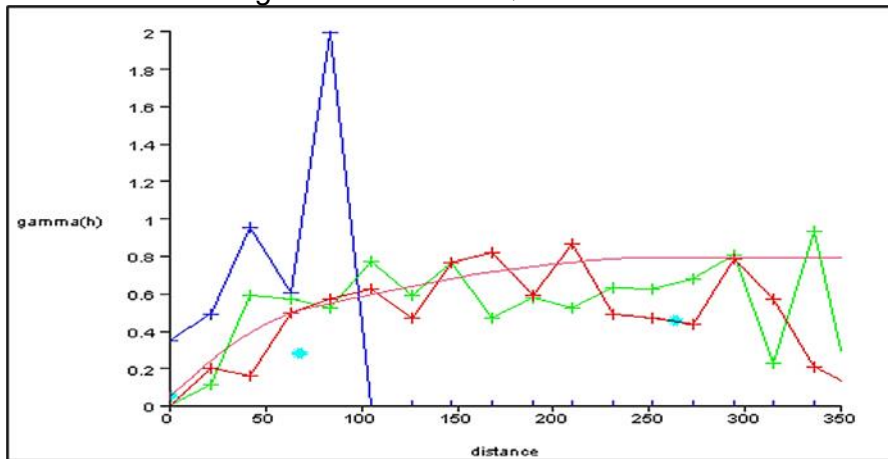
Variograma Oro – Dominio Silice – Quellococha



Fuente: Área de Planeamiento Mina

Figura 5

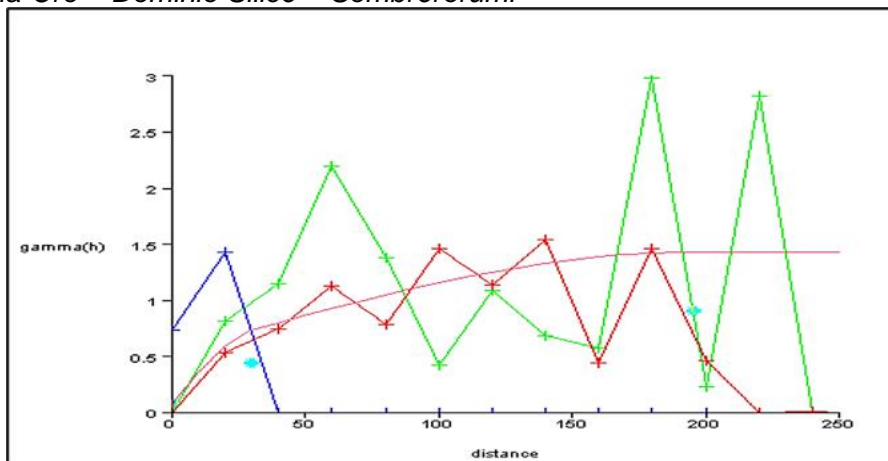
Variograma Oro – Dominio Argilico Avanzado – Quellococha



Fuente: Área de Planeamiento Mina

Figura 6

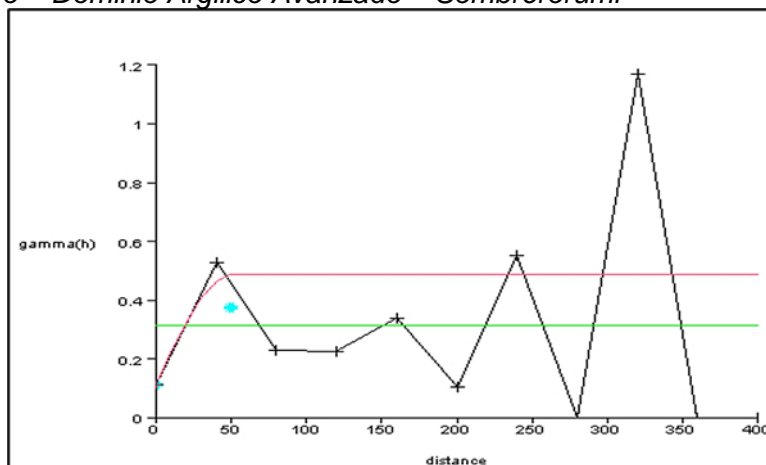
Variograma Oro – Dominio Silice – Sombrerorumi



Fuente: Área de Planeamiento Mina

Figura 7

Variograma Oro – Dominio Argilico Avanzado – Sombrerorumi



Fuente: Área de Planeamiento Mina

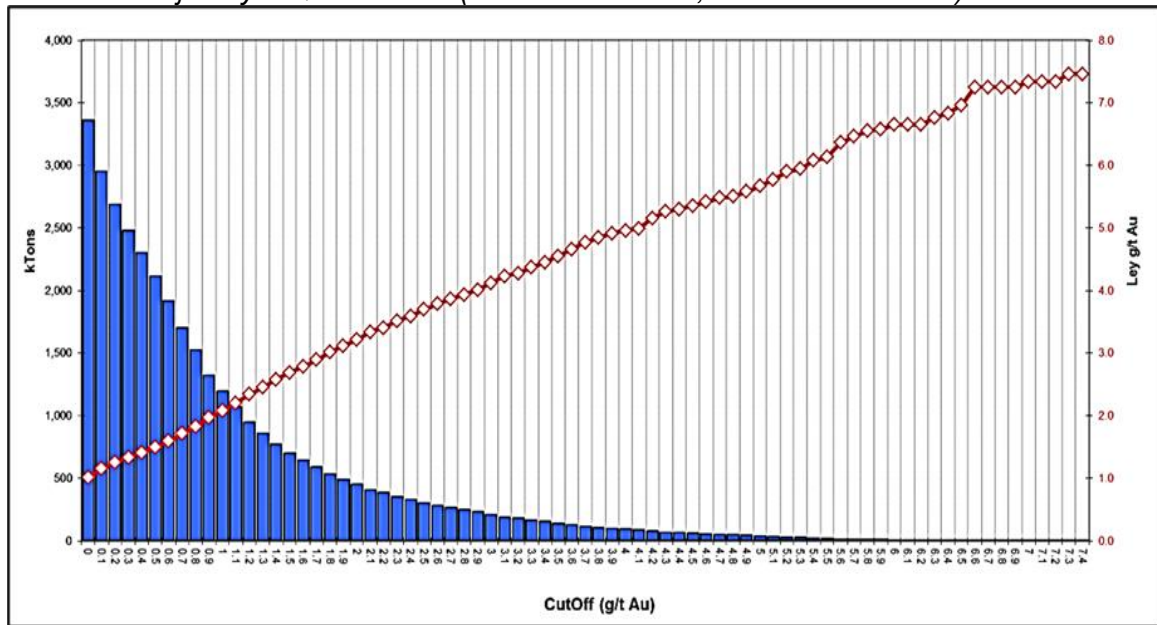
3.1.3.4 Clasificación y resumen de recursos. Los recursos obtenidos han sido clasificados utilizando el criterio de varianza de krigeage y la distancia más cercana a la estimación, asignándose los valores de medidos, indicados e inferidos a los recursos geológicos estimados de acuerdo a los siguientes criterios:

- Para distancias menores a 20m y varianza del krigeage menor a 50 los recursos son clasificados como “medidos”.
- Para distancias entre 20m y 40m y varianza del krigeage menor a 50 los recursos son clasificados como "indicados”.
- Todos los demás recursos estimados que no se enmarcan dentro de los lineamientos anteriormente definidos son clasificados como “inferidos”.

En las Figuras 8 y 9 se muestran las curvas tonelaje-ley de los recursos medidos, indicados e inferidos de las áreas de Quellococha y Sombrerorumi a diferentes leyes de corte de oro.

Figura 8

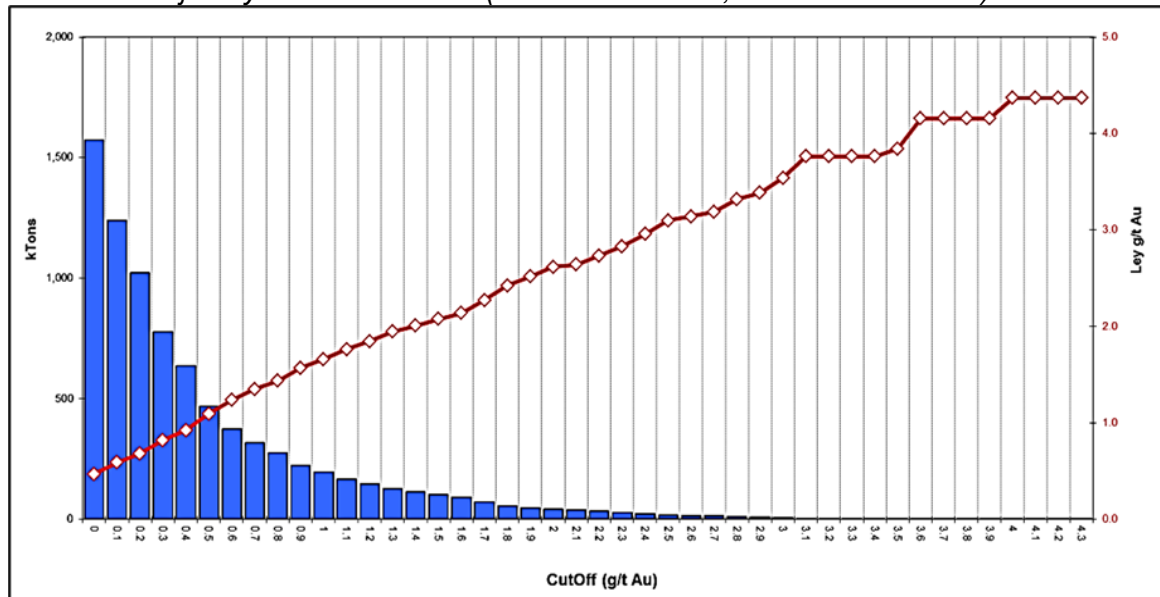
Curva Tonelaje Ley – Quellococha (Recursos Medido, Indicado e Inferido)



Fuente: Área de Planeamiento Mina

Figura 9

Curva Tonelaje Ley – Sombrerorumi (Recursos Medido, Indicado e Inferido)



Fuente: Área de Planeamiento Mina

El modelo de recursos del proyecto contiene bloques estimados para oro, plata y factor de cianurabilidad. En el caso del modelo de óxido se compara el entregado mediante secciones con los bloques cuyo factor de cianurabilidad es mayor de 85% encontrándose diferencias. Esto indica una mayor revisión de la conformación de la envolvente de óxido mediante secciones geológicas contrastando los bloques estimado, para analizar posibilidades de mejora.

Los bloques estimados han sido clasificados en recursos medidos, indicados e inferidos en función a la distancia de estimación y varianza de krigeage. La estimación del total de los Recursos geológicos del área de Quellococha y Sombrerorumi se muestran en la Tabla 5 y Tabla 6 respectivamente a una Ley de Corte de 0.2 g/t Au.

Tabla 5

Recursos geológicos – Quellococha

RECURSO	t	g/t Au	g/t Ag	Oz Au	Oz Ag
Medido	493,108	1.37	3.49	21,696	55,304
Indicado	619,708	1.33	2.76	26,468	55,007
Inferido	313,751	1.58	2.63	15,929	26,507
TOTAL	1,426,567	1.4	2.98	64,092	136,818

Fuente: Área de Planeamiento Mina

Tabla 6*Recursos geológicos – Sombrerorumi*

RECURSO	t	g/t Au	g/t Ag	Oz Au	Oz Ag
Medido	567,172	0.75	10.22	13,699	186,319
Indicado	235,746	0.72	10.37	5,478	78,571
Inferido	55,128	1.02	9.12	1,804	16,166
TOTAL	858,046	0.76	10.19	20,981	281,056

Fuente: Área de Planeamiento Mina

3.2 Procesamiento de la información

El plan de minado a nivel conceptual se desarrolló sobre un caso base de una operación de 5 KTPD. Se utilizaron los modelos geológicos e interpretación geológica del equipo de geología mina. Tomando como base a esta información, se elaboró 71 secciones para generar los sólidos de alteración.

3.2.1 Optimización de tajo

Para este proyecto se buscó evaluar 4 distintas alternativas para intentar determinar la capacidad de producción óptima. Para ello, se tomaron distintos parámetros para generar las envolventes finales que se obtuvieron utilizando el algoritmo de Lerchs-Grossmann. Los parámetros que se analizaron fueron:

- El criterio para determinar el material oxidado,
- La categoría de recurso mineral
- El costo de operación.

La Tabla 7 muestra esquemáticamente las distintas opciones optimizadas.

Tabla 7*Alternativas evaluadas*

ALTERNATIVA	CRITERIO ÓXIDO	OPEX	RECURSOS MINERALES	CAPACIDAD (ktpd)			
				2.5	5.0	7.5	10.0
1	Visual	CO + CCv	Med + Ind + Inf	√	√	√	√
2	FC>85%	CO + CCv	Med + Ind + Inf	√	√	√	√
3	FC>85%	CO + CCv	Med + Ind	√	√	√	√
4	FC>85%	CO	Med + Ind + Inf	√	√	√	√

Fuente: Elaboración propia

La Alternativa 1 se plantea considerando, para fines de optimización, los recursos minerales determinados a partir del criterio visual aplicado durante el logeo, el cual actualmente se emplea para identificar mineral oxidado. En este caso, se tomó como base la envolvente definida por el área de mina, estableciéndose este escenario como el caso de referencia dentro del estudio conceptual.

Las Alternativas 2, 3 y 4 se basan en un criterio diferente para definir el material oxidado: el factor de cianurabilidad (FC). Este indicador resulta de dividir el oro cianurable entre el oro total (Au_{CN} / Au_{total}); cuando el valor supera el 85 %, el material se clasifica como óxido. A partir de este método se generaron 71 secciones y, mediante la técnica de kriging, se estimaron los valores de FC en los bloques del modelo.

La diferencia entre las Alternativas 2 y 3 radica en que la primera incluye los recursos inferidos en el proceso de optimización, mientras que la segunda los excluye.

En cuanto a la distinción entre las Alternativas 2 y 4, la primera incorpora dentro de la optimización el costo de capital variable (CCv). Aunque este enfoque es válido, se considera más conservador. El CCv comprende gastos relacionados con desarrollo y rehabilitación de mina, ampliación del PAD, incremento en transporte y rehabilitación de planta. Los parámetros de optimización junto con el detalle de estos costos se presentan en la Tabla 8.

3.2.1.1 Parámetros de optimización de tajo. Los conos para cada escenario de producción (2.5, 5.0, 7.5 y 10.0 KTPD de mineral) consideraron como precios base US\$1,200 por onza de oro y US\$25 por onza de plata. Por su parte, las recuperaciones utilizadas fueron 70% para el oro y 10% para la plata.

Los parámetros utilizados para el diseño del cono base para el tajo final se muestran en la Tabla 8.

Tabla 8*Parámetros de optimización*

TIPO DE COSTO	DESCRIPCIÓN	2.5k tpd		5.0k tpd		7.5k tpd		10.0k tpd	
		Quel	Somb	Quel	Somb	Quel	Somb	Quel	Somb
CO	Costo Operación Mina (US\$/t material)	2.64	2.67	1.97	2.00	1.70	1.77	1.52	1.55
CCv	Desarrollo Mina (US\$/t material)	0.62	0.62	0.62	0.62	0.62	0.62	0.62	0.62
CCv	Rehab Mina (US\$/t material)	0.10	0.10	0.10	0.10	0.10	0.10	0.10	0.10
	Total Costo Mina (US\$/t material)	3.35	3.38	2.68	2.72	2.42	2.49	2.24	2.26
CO	Costo Proceso (US\$/t mineral)	2.06	2.06	1.26	1.26	0.99	0.99	0.85	0.85
CCv	Capex Pad (US\$/t mineral)	1.19	1.19	1.19	1.19	1.19	1.19	1.19	1.19
CCv	Diferencial Transporte (US\$/t mineral)	0.04	0.09	0.07	0.18	0.06	0.14	0.03	0.18
CCv	Rehab Planta (US\$/t mineral)	0.30	0.30	0.30	0.30	0.30	0.30	0.30	0.30
	Total Costo Planta (US\$/t mineral)	3.59	3.64	2.82	2.93	2.54	2.62	2.37	2.52
CO	GG & AA (US\$/t mineral)	1.50	1.50	1.15	1.15	0.90	0.90	0.70	0.70
	Recuperación Metalúrgica – Oro	0.70	0.70	0.70	0.70	0.70	0.70	0.70	0.70
	Recuperación Metalúrgica – Plata	0.10	0.10	0.10	0.10	0.10	0.10	0.10	0.10
	Costo refinación (US\$/Oz)	20.65	20.65	20.65	20.65	20.65	20.65	20.65	20.65
	Precio Oro (US\$/Oz)	1200	1200	1200	1200	1200	1200	1200	1200
	Precio Plata (US\$/Oz)	25.00	25.00	25.00	25.00	25.00	25.00	25.00	25.00
	Ley de Corte Económica – Oro	0.32	0.32	0.25	0.26	0.22	0.23	0.20	0.21
	Ley de Corte Económica Interna – Oro	0.19	0.20	0.15	0.16	0.13	0.13	0.12	0.12
	Angulo general de Talud Interrampa	45° (*)		45° (*)		45° (*)		45° (*)	
	Tasa de Descuento por Banco (%)	0.83		0.83		0.83		0.83	
	Costo Inc x Banco (US\$/t material)	0.013	0.013	0.013	0.013	0.013	0.013	0.013	0.013

Fuente: Elaboración propia

Considerando el caso de 5,000 tpd como caso base, se desprende que el costo operativo para Quellococha y de Sombrerorumi es de 7.3 US\$/t y 3.2 US\$/t. Los costos de extracción son considerados por tonelada de material en la etapa de mina y por tonelada de mineral en los procesos siguientes.

El peso específico utilizado para el mineral y desmonte es en promedio de 2.5 según información de compositos de 13 muestras extraídas de testigos de perforación, y se muestra en la Tabla 9.

Tabla 9

Peso específico

COMPÓSITO	W MUESTRA	W (fiola+H2O)	W (fiola+pulpa)	Gr-Sp
1	20	161.4	173.3	2.47
2	20	161.4	173.6	2.56
3	20	161.4	172.5	2.25
4	20	161.4	171.9	2.11
5	20	161.4	173.7	2.60
6	20	161.4	173.6	2.56
7-(I)	20	161.4	173.9	2.67
7-(II)	20	161.4	173.2	2.44
8	20	161.4	173.1	2.41
9	20	161.4	173.2	2.44
10	20	161.4	173.1	2.41
12	20	161.4	173.9	2.67
14	20	161.4	172.7	2.30

Fuente: Elaboración propia

En cuanto al ángulo de talud interrampa, éste se ha tomado en 45 grados inicialmente.

3.2.1.2 Resultados de análisis de sensibilidad de conos. La Tabla 10 y su respectiva figura presentan los resultados obtenidos en onzas de Au contenidas en el cono óptimo para cada una de las alternativas señaladas.

Tabla 10

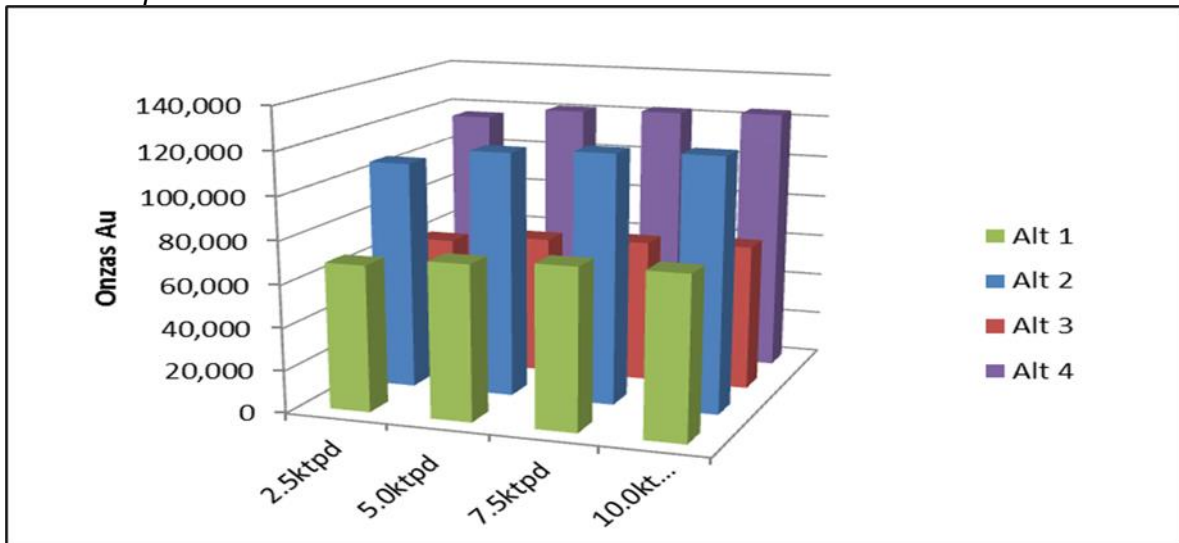
Onzas Au para cada alternativa evaluada

ALTERNATIVA	CRITERIO ÓXIDO	OPEX	RECURSOS MINERALES	Onzas Au			
				2.5 ktpd	5.0 ktpd	7.5 ktpd	10.0 ktpd
1	Visual	CO + CCv	Med + Ind + Inf	68,661	72,787	75,341	75,848
2	FC>85%	CO + CCv	Med + Ind + Inf	107,020	114,707	116,920	118,453
3	FC>85%	CO + CCv	Med + Ind	61,594	65,405	67,137	68,426
4	FC>85%	CO	Med + Ind + Inf	116,199	121,206	122,701	123,997

Fuente: Elaboración propia

Figura 10

Onzas Au para cada alternativa evaluada

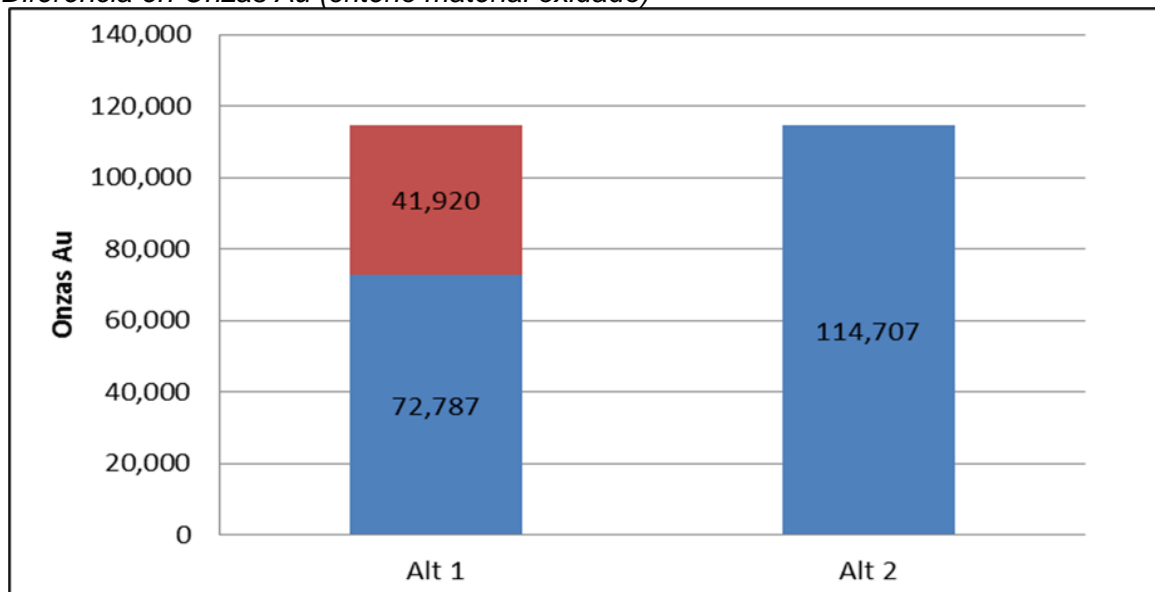


Fuente: Elaboración propia

El análisis comparativo, que parte de un escenario base con una capacidad de 5,000 toneladas por día (5 KTPD), evalúa cómo los diferentes métodos para clasificar el mineral oxidado impactan en la cantidad total de onzas de oro. Las Figuras 11, 12 y 13 ilustran que el criterio de clasificación del mineral afecta directamente el número de onzas que se consideran rentables para la extracción.

Figura 11

Diferencia en Onzas Au (criterio material oxidado)

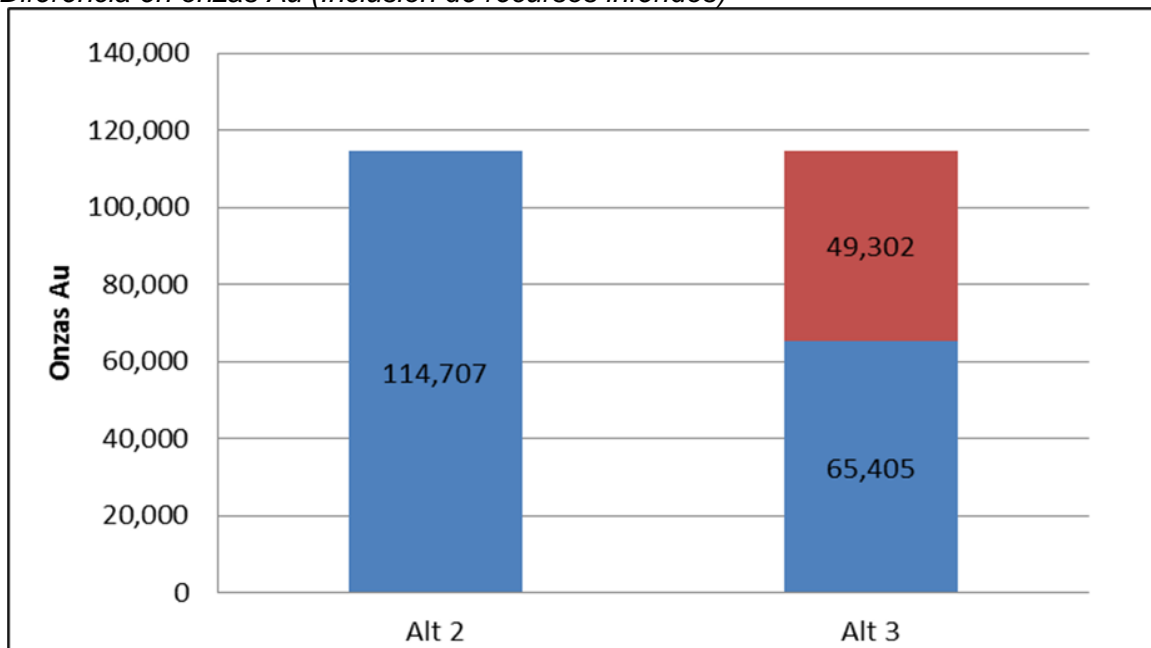


Fuente: Elaboración propia

Alternativa 1 vs. Alternativa 2: La Alternativa 2, que utiliza un método de clasificación del mineral más preciso (basado en la cianurabilidad), resultó en un aumento de 41,920 onzas de oro en comparación con la Alternativa 1, que se basaba en una clasificación visual. Este resultado demuestra la gran sensibilidad de la estimación de onzas a la forma en que se define el material oxidado.

Figura 12

Diferencia en onzas Au (Inclusión de recursos inferidos)

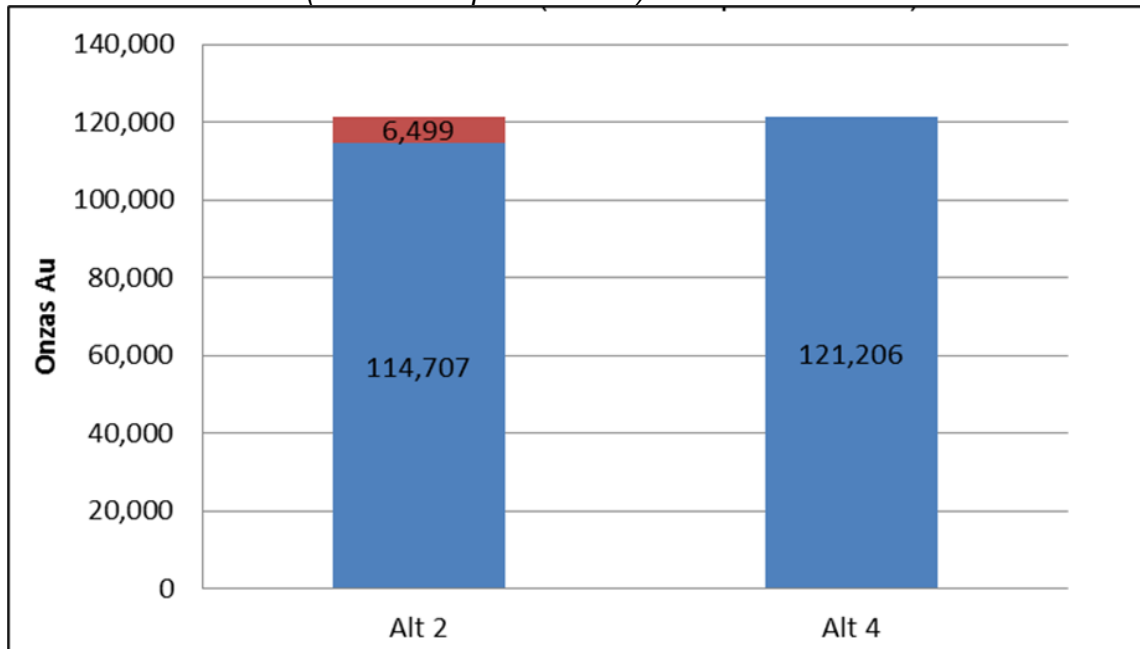


Fuente: Elaboración propia

Alternativa 2 vs. Alternativa 3: Al incluir los recursos inferidos (mineral con menor certeza geológica) en la estimación, la Alternativa 2 produjo 49,302 onzas de oro adicionales en comparación con la Alternativa 3, que los excluyó. Este hallazgo subraya la importancia de realizar campañas de perforación adicionales para mejorar la categoría de estos recursos inferidos. Convertirlos en recursos con mayor certeza (indicados) podría aumentar significativamente el valor del proyecto. Las Figuras 14 y 15 muestran el efecto visual de incluir estos recursos en el diseño final de la mina.

Figura 13

Diferencia en onzas Au (Costo de capital variable)

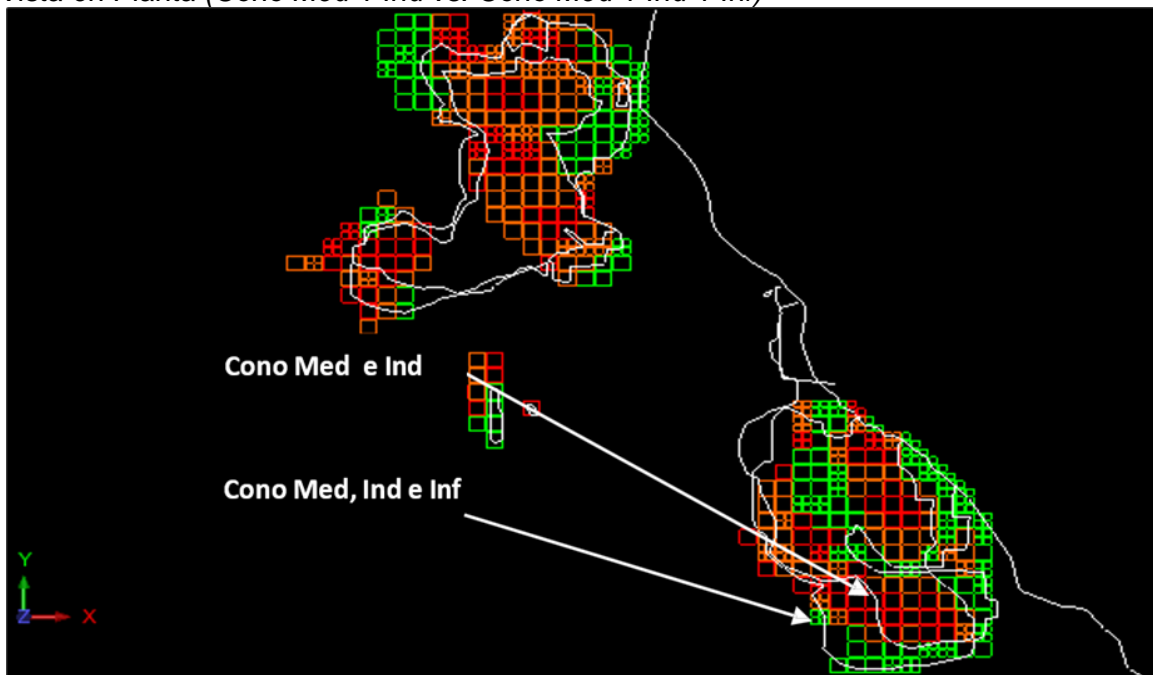


Fuente: Elaboración propia

Efecto del Costo de Capital Variable: La comparación final indica que la inclusión del costo de capital variable en el proceso de optimización no afectó de manera importante la cantidad total de onzas de oro rentables.

Figura 14

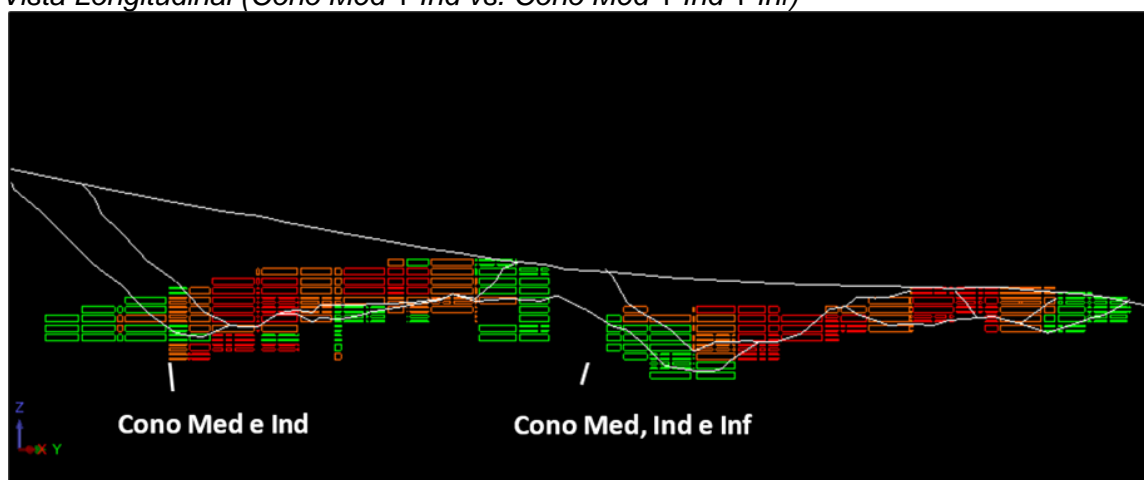
Vista en Planta (Cono Med + Ind vs. Cono Med + Ind + Inf)



Fuente: Elaboración propia

Figura 15

Vista Longitudinal (Cono Med + Ind vs. Cono Med + Ind + Inf)



Fuente: Elaboración propia

La comparación también ha permitido comprobar el impacto de los distintos ritmos de producción en las onzas dentro del cono óptimo. Si bien las toneladas y leyes varían según lo que se puede apreciar en las Tablas 11, 12, 13 y 14, la cantidad de onzas muestra relativa poca sensibilidad al ritmo de producción.

Tabla 11

Alternativa 1 – Recursos dentro del Pit Óptimo

QUELLOCOCHA	t	g/t Au	g/t Ag	Oz Au In Situ	Oz Ag In Situ	Desmonte (t)	SR en Cono	Diff.Oz (%)
Costos 2.5 ktpd	1,119,098	1.49	3.03	53,565	109,023	1,239,598	1.11	-6%
(*)Costos 5.0 ktpd	1,270,647	1.39	2.84	56,877	115,935	1,688,160	1.33	0%
Costos 7.5 ktpd	1,363,415	1.34	2.74	58,683	120,317	1,972,955	1.45	3%
Costos 10.0 ktpd	1,391,146	1.32	2.72	58,987	121,860	2,007,964	1.44	4%
(*)Costos 5.0 ktpd – CASO BASE								
SOMBRERORUMI	t	g/t Au	g/t Ag	Oz Au In Situ	Oz Ag In Situ	Desmonte (t)	SR en Cono	Diff.Oz (%)
Costos 2.5 ktpd	516,377	0.91	9.92	15,097	164,619	60,861	0.12	-5%
(*)Costos 5.0 ktpd	583,726	0.85	9.66	15,910	181,248	71,570	0.12	0%
Costos 7.5 ktpd	666,119	0.78	9.48	16,658	202,947	89,988	0.14	5%
Costos 10.0 ktpd	687,141	0.76	9.38	16,862	207,133	92,827	0.14	6%
(*)Costos 5.0 ktpd – CASO BASE								
TOTAL	t	g/t Au	g/t Ag	Oz Au In Situ	Oz Ag In Situ	Desmonte (t)	SR en Cono	Diff.Oz (%)
Costos 2.5 ktpd	1,635,475	1.31	5.20	68,661	273,643	1,300,459	0.80	-6%
(*)Costos 5.0 ktpd	1,854,373	1.22	4.98	72,787	297,182	1,759,730	0.95	0%
Costos 7.5 ktpd	2,029,534	1.15	4.95	75,341	323,265	2,062,943	1.02	4%
Costos 10.0 ktpd	2,078,287	1.14	4.92	75,848	328,993	2,100,791	1.01	4%
(*)Costos 5.0 ktpd – CASO BASE								

Fuente: Elaboración propia

Tabla 12*Alternativa 2 – Recursos dentro del Pit Óptimo*

QUELLOCOCHA	t	g/t Au	g/t Ag	Oz Au In Situ	Oz Ag In Situ	Desmorte (t)	SR en Cono	Diff.Oz (%)
Costos 2.5 ktpd	2,101,976	1.32	2.86	89,498	193,547	2,408,266	1.15	-8%
(*)Costos 5.0 ktpd	2,480,233	1.20	2.63	95,771	209,645	3,047,840	1.23	0%
Costos 7.5 ktpd	2,603,844	1.16	2.56	97,254	214,652	3,163,848	1.22	2%
Costos 10.0 ktpd	2,697,581	1.13	2.52	98,368	218,398	3,307,322	1.23	4%
(*)Costos 5.0 ktpd – CASO BASE								
SOMBRERORUMI	t	g/t Au	g/t Ag	Oz Au In Situ	Oz Ag In Situ	Desmorte (t)	SR en Cono	Diff.Oz (%)
Costos 2.5 ktpd	645,598	0.84	9.09	17,521	188,688	59,047	0.09	-15%
(*)Costos 5.0 ktpd	776,905	0.76	8.88	18,936	221,749	82,300	0.11	0%
Costos 7.5 ktpd	859,654	0.71	8.87	19,666	245,085	94,612	0.11	11%
Costos 10.0 ktpd	916,536	0.68	8.83	20,085	260,126	106,463	0.12	17%
(*)Costos 5.0 ktpd – CASO BASE								
TOTAL	t	g/t Au	g/t Ag	Oz Au In Situ	Oz Ag In Situ	Desmorte (t)	SR en Cono	Diff.Oz (%)
Costos 2.5 ktpd	2,747,574	1.21	4.33	107,020	382,235	2,467,313	0.90	-11%
(*)Costos 5.0 ktpd	3,257,138	1.10	4.12	114,707	431,394	3,130,140	0.96	0%
Costos 7.5 ktpd	3,463,498	1.05	4.13	116,920	459,737	3,258,460	0.94	7%
Costos 10.0 ktpd	3,614,117	1.02	4.12	118,453	478,523	3,413,785	0.94	11%
(*)Costos 5.0 ktpd – CASO BASE								

Fuente: Elaboración propia

Tabla 13*Alternativa 3 – Recursos dentro del Pit Óptimo*

QUELLOCOCHA	t	g/t Au	g/t Ag	Oz Au In Situ	Oz Ag In Situ	Desmorte (t)	SR en Cono	Diff.Oz (%)
Costos 2.5 ktpd	1,245,193	1.34	3.07	53,809	122,881	2,097,366	1.68	-5%
(*)Costos 5.0 ktpd	1,424,460	1.24	2.89	56,893	132,279	2,350,342	1.65	0%
Costos 7.5 ktpd	1,501,065	1.21	2.80	58,240	135,028	2,453,798	1.63	2%
Costos 10.0 ktpd	1,550,067	1.18	2.77	58,830	137,807	2,533,082	1.63	3%
(*)Costos 5.0 ktpd – CASO BASE								
SOMBRERORUMI	t	g/t Au	g/t Ag	Oz Au In Situ	Oz Ag In Situ	Desmorte (t)	SR en Cono	Diff.Oz (%)
Costos 2.5 ktpd	313,783	0.77	9.05	7,785	91,334	178,909	0.57	-9%
(*)Costos 5.0 ktpd	380,571	0.70	9.02	8,512	110,306	197,941	0.52	0%
Costos 7.5 ktpd	429,298	0.64	8.99	8,897	124,110	221,736	0.52	5%
Costos 10.0 ktpd	498,940	0.60	9.08	9,596	145,636	251,569	0.50	13%
(*)Costos 5.0 ktpd – CASO BASE								
TOTAL	t	g/t Au	g/t Ag	Oz Au In Situ	Oz Ag In Situ	Desmorte (t)	SR en Cono	Diff.Oz (%)
Costos 2.5 ktpd	1,558,976	1.21	4.33	61,594	214,215	2,276,275	1.46	-6%
(*)Costos 5.0 ktpd	1,805,031	1.10	4.12	65,405	242,585	2,548,283	1.41	0%
Costos 7.5 ktpd	1,930,363	1.05	4.13	67,137	259,138	2,675,534	1.39	3%
Costos 10.0 ktpd	2,049,007	1.02	4.12	68,426	283,443	2,784,651	1.36	5%
(*)Costos 5.0 ktpd – CASO BASE								

Fuente: Elaboración propia

Tabla 14*Alternativa 4 – Recursos dentro del Pit Óptimo*

QUELLOCOCHA	t	g/t Au	g/t Ag	Oz Au In Situ	Oz Ag In Situ	Desmorte (t)	SR en Cono	Diff.Oz (%)
Costos 2.5 ktpd	2,554,454	1.18	2.58	96,645	212,264	3,084,862	1.21	-4%
(*)Costos 5.0 ktpd	2,861,992	1.09	2.43	100,215	223,292	3,459,427	1.21	0%
Costos 7.5 ktpd	2,992,750	1.05	2.36	101,236	227,268	3,596,337	1.20	1%
Costos 10.0 ktpd	3,090,742	1.03	2.33	102,033	231,129	3,710,674	1.20	2%
(*)Costos 5.0 ktpd – CASO BASE								
SOMBRERORUMI	t	g/t Au	g/t Ag	Oz Au In Situ	Oz Ag In Situ	Desmorte (t)	SR en Cono	Diff.Oz (%)
Costos 2.5 ktpd	845,414	0.72	8.83	19,554	239,948	91,405	0.11	-7%
(*)Costos 5.0 ktpd	1,049,808	0.62	8.83	20,991	297,965	129,009	0.12	0%
Costos 7.5 ktpd	1,152,390	0.58	8.82	21,465	326,810	154,258	0.13	2%
Costos 10.0 ktpd	1,211,939	0.56	8.69	21,964	338,730	166,060	0.14	5%
(*)Costos 5.0 ktpd – CASO BASE								
TOTAL	t	g/t Au	g/t Ag	Oz Au In Situ	Oz Ag In Situ	Desmorte (t)	SR en Cono	Diff.Oz (%)
Costos 2.5 ktpd	3,399,868	1.21	4.33	116,199	452,212	3,176,267	0.93	-4%
(*)Costos 5.0 ktpd	3,911,800	1.10	4.12	121,206	521,258	3,588,436	0.92	0%
Costos 7.5 ktpd	4,145,140	1.05	4.13	122,701	554,078	3,750,595	0.90	1%
Costos 10.0 ktpd	4,302,681	1.02	4.12	123,997	569,859	3,876,734	0.90	2%
(*)Costos 5.0 ktpd – CASO BASE								

Fuente: Elaboración propia

Los resultados muestran que el área de Sombrerorumi es más sensible a cambios en el nivel de producción y esto se debe a la menor ley que tiene con respecto a Quellococha.

Para la Alternativa 1 desarrollada en el presente proyecto, la variación en onzas dentro del pit va desde un -6% (2.5 ktpd) hasta un +4% (10ktpd) con respecto al caso base de 5 ktpd. Asimismo, la relación desmorte/mineral (stripping ratio) fluctúa entre 0.80 y 1.0 lo cual corresponde a una variación de 20 puntos porcentuales.

3.2.1.3 Parámetros de diseño de tajo. Posterior a la optimización, se procedió a realizar el diseño de los tajos de cada depósito. Los criterios de diseño utilizados son los mismos para ambas áreas y se muestran en la Tabla 15. Cabe indicarse que estos parámetros son preliminares y deberán ser revisados más adelante mediante un estudio geomecánico de estabilidad de taludes.

Tabla 15*Parámetros de diseño de tajo final*

ANGULO INTERRAMPA	45	GRADOS
Angulo de Cara de Banco	70	grados
Ancho de Berma	3.8	m
Ancho de Rampa	12	m
Gradiente Max Rampa	10	%
Altura de Banco	6	m
Tipo de Banco	Simple	

Fuente: Elaboración propia

3.2.1.4 Diseño de tajo final y estimado de recursos dentro de tajo. El diseño final se elaboró exclusivamente para el caso base, considerando una producción diaria de 5 KTPD. El tajo definitivo se definió a partir de un cono económico de 1,200 USD/oz de oro, incorporando una rampa de 10 m de ancho con una pendiente máxima del 10 %. En ambos yacimientos, el diseño de la rampa priorizó minimizar el movimiento de desmonte y reducir la distancia hacia el pad y los botaderos. A nivel conceptual, la estrategia de diseño se orientó a mantener la relación desmonte/mineral (SR) por debajo de 1.5 en Quellococha y de 0.2 en Sombrerorumi, siendo esta última particularmente baja debido a que el manto aflora casi en su totalidad en superficie.

Las dimensiones finales de los tajos fueron las siguientes:

- Quellococha: 400 m x 250 m (10 ha) con 66 m de profundidad.
- Sombrerorumi: 340 m x 280 m (9.5 ha) con 36 m de profundidad.

El arreglo general del proyecto, donde se señalan las áreas destinadas al minado, se muestra en el Anexo 1.

En relación con el caso base, los inventarios de recursos minerales contenidos en el tajo final para cada depósito se presentan en la Tabla 16. Para este análisis, se clasificó como desmonte el material con ley inferior a la ley de corte económica interna; como material de baja ley aquel que supera la ley interna pero no alcanza la ley de corte económica; y como material de alta ley el que excede esta última. Los parámetros de optimización aplicados a cada depósito se detallan en la Tabla 8.

Tabla 16

Estimado de recursos de mineral dentro de tajo final (Caso Base @ 5 ktpd)

QUELLOCOCHA	t	g/t Au	g/t Ag	Oz Au In situ	Oz Ag In Situ
Ley Alta	1,083,369	1.5	2.63	50,480	83,995
Ley Baja	61,490	0.2	1.18	387	1,543
Mineral	1,144,859	1.4	2.55	50,867	85,538
Desmonte		1,967,678			
SR		1.7			
SOMBRERORUMI	t	g/t Au	g/t Ag	Oz Au In situ	Oz Ag In Situ
Ley Alta	530,065	0.9	9.92	15,205	169,064
Ley Baja	32,440	0.2	5.14	211	5,357
Mineral	562,505	0.9	9.64	15,416	174,421
Desmonte		95,083			
SR		0.2			
TOTAL	t	g/t Au	g/t Ag	Oz Au In situ	Oz Ag In Situ
Ley Alta	1,613,434	1.3	5.02	65,685	253,059
Ley Baja	93,930	0.2	2.55	598	6,900
Mineral	1,707,364	1.2	4.89	66,283	259,959
Desmonte		2,062,761			
SR		1.2			

Fuente: Elaboración propia

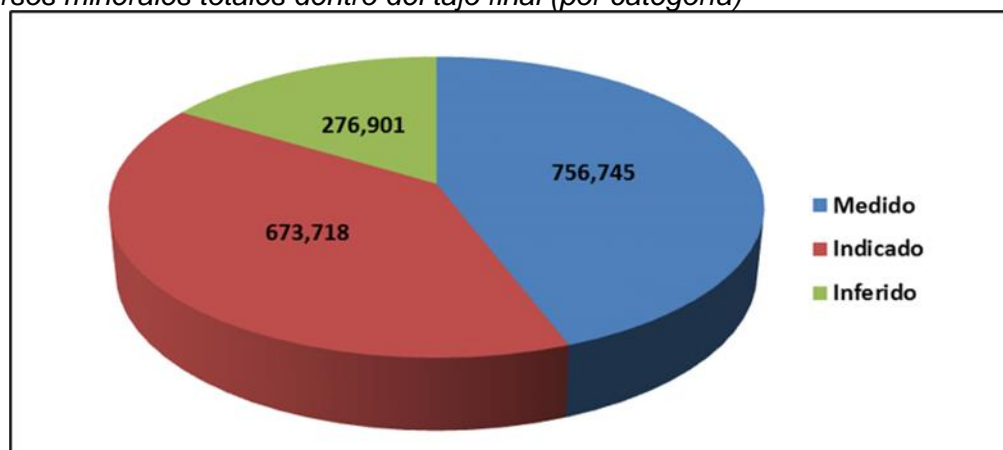
Considerando las recuperaciones metalúrgicas de 70% y 10% para Au y Ag, respectivamente, las onzas recuperables del proyecto serían:

- 46,400 oz Au
- 26,000 oz Ag

La composición de los recursos minerales dentro del pit por categoría se muestra en la Figura 16.

Figura 16

Recursos minerales totales dentro del tajo final (por categoría)



Fuente: Elaboración propia

El resumen de las diferentes etapas desde la cubicación de los recursos geológicos hasta los recursos dentro de tajo abierto final para el caso base a 5,000 TPD se muestra en la Tabla 17.

Tabla 17

Evolución de recursos minerales – Óxidos

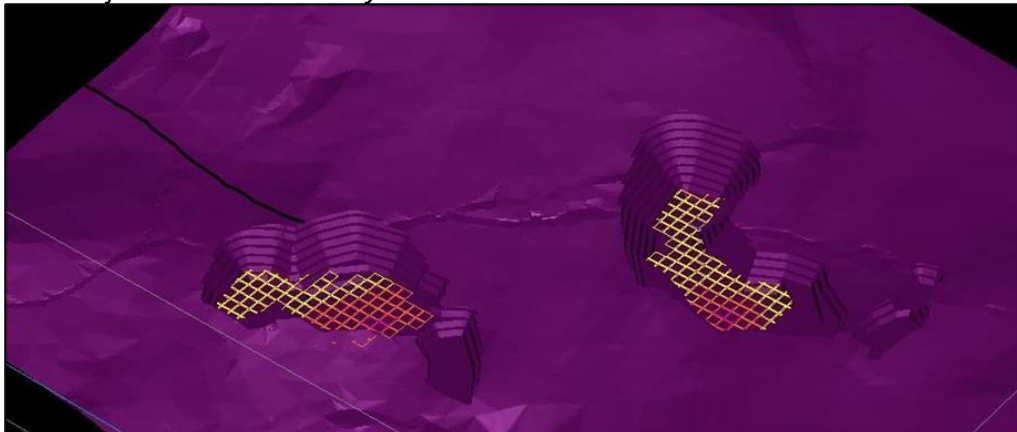
RECURSOS	t	g/t Au	g/t Ag	Oz Au In Situ	Oz Ag In Situ	Desmante (t)
Recursos geológicos	2,284,613	1.16	5.69	85,073	417,874	
Recursos en cono óptimo	1,854,373	1.22	4.98	72,787	297,182	1,759,730
Recursos en tajo final	1,707,364	1.21	4.89	66,283	259,959	2,062,761

Fuente: Elaboración propia

La Figura 17 muestra una vista 3D de ambos tajos y la Figura 18 presenta una sección vertical de Quellococha en la que se puede vislumbrar el límite final del tajo y el manto mineralizado.

Figura 17

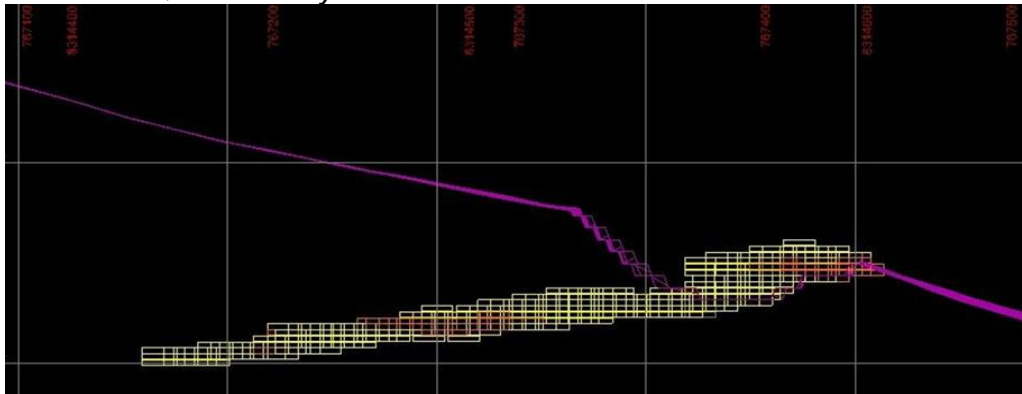
Vista 3D – Tajos de Quellococha y Sombrerorumi



Fuente: Elaboración propia

Figura 18

Sección vertical Quellococha y manto mineralizado



Fuente: Elaboración propia

3.2.2 Plan de minado

El plan de producción, basado en un escenario inicial, considera una producción constante de 5,000 toneladas de mineral por día (5 KTPD). La extracción se realizará en los depósitos de Quellococha y Sombrerorumi de forma simultánea.

El proceso comenzará con la excavación inicial o desbroce en el depósito de Quellococha. Esta primera etapa es crucial para asegurar un suministro constante de mineral a la planta de procesamiento (el "pad") durante los primeros seis meses de operación. Esta estrategia es necesaria debido a la inclinación de la capa de mineral (el manto). Más adelante, la secuencia de minado podrá ser optimizada. Aunque el depósito de Sombrerorumi tiene leyes de mineral más bajas que Quellococha, este último es el que contiene la mayor cantidad de material de desecho (desmote).

Juntos, los dos depósitos contienen un total acumulado de 1.7 millones de toneladas de mineral. Este material tiene una ley promedio de 1.2 g/t de oro y 4.89 g/t de plata, junto con 2.06 millones de toneladas de desmote. La mina tendrá una vida útil proyectada de aproximadamente 1 año, con un período de pre-minado de 3 a 4 meses antes para preparar los recursos necesarios para el ritmo de 5 KTPD. El programa de producción detallado se encuentra en la Tabla 18.

Tabla 18

Programa de producción – Escenario de costos caso base 5,000 TPD

AÑO	-1	1
Toneladas Mineral Lixiviado - 000's		1700
Toneladas Desmote - 000's	300	1800
LEY DE MINERAL		
Au - g/t		1.2
Ag - g/t		4.89

Fuente: Elaboración propia

3.2.2.1 Perforación y voladura. El proyecto minero asume que tanto el mineral como el desmote de los depósitos de Quellococha y Sombrerorumi tienen propiedades geomecánicas similares. Esto permite usar los mismos criterios de diseño para la perforación y voladura en ambos tipos de material.

- **Diseño de perforación:**

Se utilizará una malla triangular con una separación de 3.00 m entre taladros y 3.50 m entre filas.

- **Equipamiento:**

Se emplearán dos equipos de perforación trackdrill para hacer agujeros de 4 pulgadas de diámetro. La perforación incluirá 0.5 metros adicionales de sobreperforación por debajo del nivel de excavación. La velocidad de perforación promedio será de 30 metros por hora.

- **Explosivo:**

Se usará un explosivo llamado Heavy ANFO (HA37), con un factor de carga promedio de 0.27 kilogramos por tonelada de material.

3.2.2.2 Carguío y acarreo. Dos excavadoras hidráulicas CAT 330BL se encargarán de la carga del material. Para el transporte, se utilizará una flota de 15 a 18 camiones de 15 m³ de capacidad, que cubrirán una distancia promedio de 1.8 km para llevar tanto el mineral como el material de desecho. Además, un cargador frontal CAT 966 o similar estará disponible para tareas de apoyo, lo que proporcionará mayor flexibilidad operativa.

3.2.2.2.1 Carguío a Pad y botaderos. Se planifican dos infraestructuras clave para el proyecto: un pad de lixiviación para procesar el mineral y un botadero de desmonte para almacenar el material estéril.

El pad de lixiviación, con un área de 9.5 hectáreas, está diseñado para operar con un sistema de capas. Cada capa de mineral tendrá una altura de 8 metros, y la altura máxima total del pad será de 64 metros. El diseño incluye taludes con una inclinación de 2.5H:1V y bermas de seguridad para garantizar la estabilidad. Es importante destacar que este diseño es conceptual, lo que significa que su ubicación final y sus parámetros geométricos deberán ser revisados y optimizados en fases futuras del proyecto.

El botadero, destinado a recibir el material de desecho de los depósitos de Quellococha y Sombrerorumi, tendrá una capacidad de 1.15 millones de metros cúbicos y

ocupará también un área de 9.5 hectáreas, con una altura máxima de 80 metros. Se ubicará lo más cerca posible de las minas para reducir los costos de transporte.

Antes de construirlo, se realizarán estudios para verificar si hay recursos económicos en la zona y se llevarán a cabo análisis geomecánicos. Desde un punto de vista ambiental, la base del botadero será preparada de manera especial: se removerá la capa de material orgánico del suelo, se instalarán sistemas de subdrenaje y se colocará una capa de arcilla impermeable. Estas medidas son cruciales para evitar que el agua de lluvia o cualquier lixiviado contamine el terreno natural.

3.2.2.2.2 Desarrollo de mina. El pre-minado en Quellococha se enfocará en la extracción de las capas superiores del terreno.

- Se retirará una capa de aproximadamente 0.30 metros de material orgánico de la superficie, la cual se almacenará en zonas designadas.
- También se prepararán las vías de acceso para la mina. Tendrán un ancho de 9 metros, o de 12 metros en las zonas con mucho tráfico de mineral y desmonte.

3.2.2.2.3 Polvorines y depósitos de nitratos. En relación con la gestión de explosivos, se construirá un depósito de nitrato de amonio con capacidad para 127 toneladas, cantidad suficiente para 45 días de operación a un ritmo de 5,000 toneladas por día. Este depósito se ubicará a la distancia de seguridad necesaria de los almacenes de explosivos (polvorines) y de los campamentos.

Además, se seguirán utilizando los dos polvorines ya existentes en la mina: uno para guardar los accesorios de voladura y el otro para los iniciadores y los boosters (cargas de refuerzo).

3.2.2.2.4 Equipos de mina y servicios. Finalmente, para el escenario base de 5,000 toneladas por día (5 KTPD), se calculó una flota de equipos de minería. Se supuso que una empresa contratista realizaría las operaciones, y las estimaciones se basaron en propuestas técnicas y económicas de contratistas que han trabajado en proyectos parecidos.

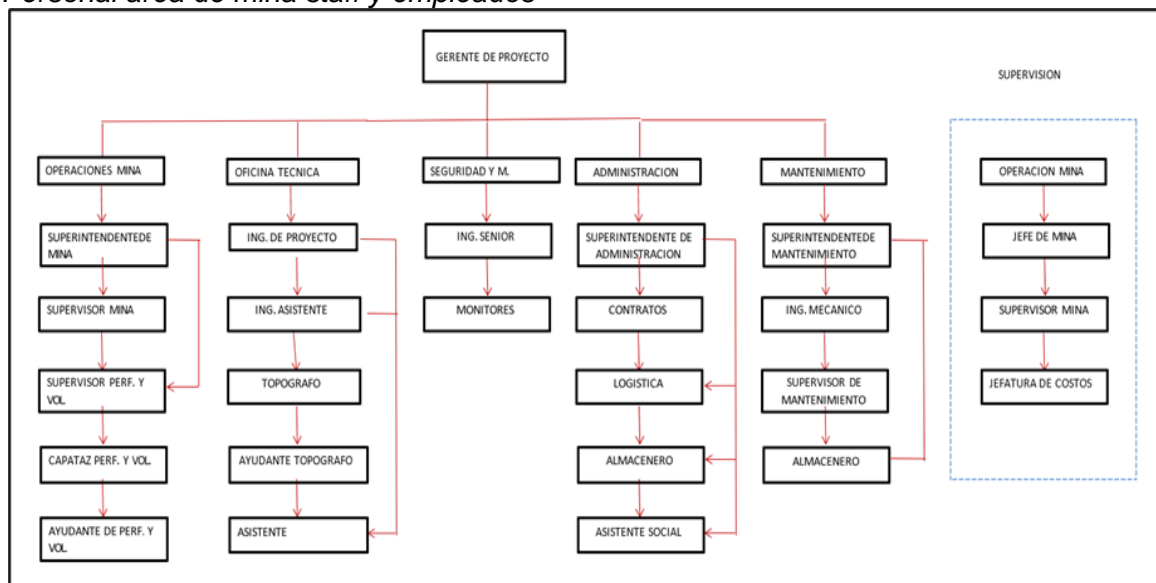
- 2 Excavadoras tipo Caterpillar 330BL.

- 1 Cargadores tipo CAT 966.
- 15-18 Camiones tipo Mercedes Benz Actross 6x4.
- 2 Perforadoras tipo Pantera 1500.
- 1 Tractor sobre ruedas tipo D834.
- 1 Moto niveladoras tipo Cat 16H.
- 1 Camiones Cisterna de 10,000 galones.
- 4 Plantas de Luz.
- 1 Camión de Abastecimiento Combustibles y Lubricantes.
- 1 Camión de Servicios.

3.2.2.2.5 Personal de mina. El personal de mina estimado está en el orden de 180 personas entre personal staff, empleados y obreros. En la Figura 19 se muestra el personal de staff y empleados de contratistas en el área de Mina.

Figura 19

Personal área de mina staff y empleados



Fuente: Elaboración propia

3.2.2.2.6 Costos de minado. Basándose en un escenario de producción de 5,000 toneladas por día (5 KTPD), los costos de minado se calcularon a partir de cotizaciones de proyectos de tamaño similar. Según la Tabla 19, el costo de minado por tonelada de material es de 2.00 US\$ en Quellococha y de 1.97 US\$ en Sombrerorumi.

Tabla 19*Costo de minado total (Quellococha)*

ACTIVIDAD	US\$/T
Perf-Voladura	0.376
Carguío	0.221
Acarreo	0.525
Auxiliares	0.306
Indirectos	0.475
Supervisión	0.10
Costo US\$/t	2.00

Fuente: Elaboración propia

3.2.3 Infraestructura

El plan de desarrollo de la infraestructura de la mina tiene una duración de 9 meses, con el objetivo de aprovechar al máximo la infraestructura ya existente para minimizar la inversión. Esto incluye la ingeniería, la adquisición de equipos, la construcción y la puesta en marcha de todas las instalaciones necesarias.

3.2.3.1 Botaderos de mina. Se construirá un botadero de desmonte para almacenar aproximadamente 1.2 millones de metros cúbicos de material de desecho de las minas de Quellococha y Sombrerorumi. Este botadero ocupará un área de 9.5 hectáreas y se ubicará estratégicamente entre los dos tajos.

3.2.3.2 Depósito de nitrato de amonio. Para el almacenamiento de explosivos, se instalará un depósito con capacidad para 110 toneladas de nitrato de amonio. Su ubicación será al suroeste del botadero actual de Poracota, a una distancia de más de 400 metros de la poza de eventos mayores, y podrá abastecer la mina por 45 días.

3.2.3.3 Planta de procesos. La planta de procesamiento se ubicará al este de la plataforma de lixiviación y tendrá una superficie de 3,000 metros cuadrados. El proceso principal será la lixiviación en pilas y la recuperación de oro y plata mediante carbón activado. Las actividades incluirán lavado químico, desorción, electrodeposición, regeneración del carbón y fundición. Todo el proceso se diseñó priorizando la seguridad del personal y el medio ambiente, con un flujo de diseño de 387 metros cúbicos por hora.

3.2.3.4 Plataforma de lixiviación. Se construirá una plataforma de lixiviación en una sola fase, con una capacidad de diseño de 2.0 millones de metros cúbicos. Estará ubicada al norte del área de Quellococha, a una distancia de más de 100 metros del límite del tajo.

3.2.3.5 Pozas de solución y evento de tormentas. Se construirán pozas para manejar las soluciones de lixiviación y para eventos de lluvia intensa. Estas pozas se situarán inmediatamente debajo de la plataforma de lixiviación, con un volumen total de 46,400 metros cúbicos (10,400 m³ para las pozas de operación y 36,000 m³ para la poza de eventos de tormenta). Las pozas están diseñadas para que el flujo de la plataforma hacia ellas sea por gravedad.

3.2.3.6 Canteras. Se han identificado canteras cercanas. Se deberá verificar que estas canteras tengan suficiente material para la construcción del pad de lixiviación, los botaderos y otras edificaciones. Se ha asignado una inversión conceptual de \$150,000 USD para su desarrollo.

3.2.3.7 Caminos internos. Se construirán nuevos caminos de 2.0 km de longitud y 10 m de ancho y se rehabilitarán y ensancharán 5.0 km de caminos existentes. Se creará una ruta separada para el depósito de nitrato de amonio para garantizar la seguridad.

3.2.3.8 Suministro eléctrico interno. Se deberá instalar una subestación de energía para cubrir la demanda básicamente de operación de la Planta de Procesos, y adicionalmente los servicios auxiliares como iluminaciones en las áreas críticas de operaciones de mina adicionales a las existentes. A nivel conceptual se estima una subestación adicional con capacidad para sustentar el consumo máximo de 3.5 MW.

3.2.3.9 Sistema de captación y bombeo de aguas Nv 4600. Se deberá coleccionar las aguas impactadas en la infraestructura de mina y derivadas mediante canales y sistema de distribución de aguas hacia pozas colectoras para luego ser derivadas al sistema de tratamiento actual en el Nv 4600, el cual supone poder procesar el caudal adicional producto de las operaciones del proyecto de Óxidos.

3.2.3.10 Comunicaciones. Se deberán realizar instalaciones necesarias para comunicaciones en el área de la futura planta de procesos para lo cual se estima a nivel conceptual una inversión de US\$ 50,000.

3.2.3.11 Estación de combustibles. Se instalarán dos tanques de combustible en el área cercana al taller de contratista minero (que se ha estimado será el área de Nv 4600) para almacenar Diesel 2 y gasolina. El Diesel 2 estará destinado al consumo básicamente de todos los equipos pesados del proyecto. Adicionalmente, se incluirá un pequeño tanque de almacenamiento de gasolina para consumo eventual de vehículos a gasolina que circulen por la zona.

3.2.3.12 Control de aguas superficiales y sedimentos. Para prevenir la erosión, se construirán estructuras como pozas, cunetas y canales alrededor de las instalaciones del proyecto. Estos canales, diseñados para eventos de tormenta de 100 años, derivarán el agua hacia cauces naturales. Las pozas servirán para almacenar temporalmente el agua antes de su tratamiento o descarga. Las pozas con aguas ácidas serán cubiertas con geomembrana.

3.2.3.13 Rehabilitación y cierre de mina. El objetivo final es garantizar la seguridad a largo plazo del área del proyecto, protegiendo el medio ambiente y evitando accidentes una vez que las operaciones terminen. Se busca dejar el terreno en una condición igual o mejor que la original, retirando todas las estructuras e instalaciones de la mina.

3.2.4 Estimado de costos de operación y capital

Esta sección presenta una descripción de los costos relacionados con el desarrollo y operación del proyecto de Óxidos. Los costos del proyecto han sido divididos según su naturaleza en costos de operación y costos de capital.

3.2.4.1 Costos de operación. Se determinaron los costos de operación considerando un procesamiento de 5,000 toneladas de mineral seco al día. Se estimó una recuperación de oro del 70% y de plata del 10%.

Los costos operativos abarcan los siguientes rubros:

- Minado de mineral y de desmonte.
- Supervisión, administración y gastos generales de la mina.
- Reactivos, mantenimiento y análisis (ensayos).
- Mano de obra, servicios y energía.

Los costos de minado se calcularon y ajustaron para los distintos ritmos de producción propuestos, basándose en la información de licitaciones de proyectos similares.

La Tabla 20 resume estos costos.

Tabla 20

Costos de operación

ÁREA	RITMO DE PRODUCCIÓN							
	2.5k tpd		5.0k tpd		7.5k tpd		10.0k tpd	
	Quel	Somb	Quel	Somb	Quel	Somb	Quel	Somb
Costo Mina (US\$/t mineral)	2.68	2.76	2.04	2.18	1.76	1.91	1.56	1.73
Costo Mina (US\$/t desmonte)	2.64	2.67	1.97	2.00	1.7	1.77	1.52	1.55
Costo Proceso (US\$/t mineral)	2.06	2.06	1.26	1.26	0.99	0.99	0.85	0.85
GG & AA (US\$/t mineral)	1.50	1.50	1.15	1.15	0.90	0.90	0.70	0.70

Fuente: Elaboración propia

3.2.4.2 Costos de capital. Los costos de capital que se presentan a continuación han sido determinados en base a la estimación de toda la infraestructura del proyecto. Los costos de capital han sido agrupados en tres grandes rubros:

- Costos de Mina
- Costos de Propietario
- Costos de Infraestructura

Se han empleado la factorización, costos unitarios y contingencias para determinar a nivel conceptual los costos de las infraestructuras asociadas al desarrollo del proyecto.

3.2.4.2.1 Costos de Capital Inicial. Los costos de capital inicial han sido distribuidos en las siguientes partidas:

Costos de mina.

- Depósito de nitrato de amonio:

Se refiere al costo de construir un almacén para el nitrato de amonio, un componente clave de los explosivos.

- Botadero de mina:

Son los costos relacionados con el área designada para almacenar el material estéril (sin valor) que se extrae de la mina.

- Desbroce de mina:

Incluye los costos de remover la capa superficial de material orgánico y el desmonte de la zona donde se va a minar.

Costos de propietario.

- Exploración adicional:

Esta inversión cubre los costos de construir un túnel para verificar la calidad del mineral y obtener muestras para pruebas metalúrgicas a gran escala. También financia la perforación de pozos adicionales, con el objetivo de convertir los recursos inferidos (aquellos con menor certeza) en recursos con mayor fiabilidad, ya sean indicados o medidos.

- Pruebas metalúrgicas:

Son los costos de las inversiones necesarias para mejorar la información metalúrgica del proyecto, lo que asegura que el diseño del proceso de extracción sea lo más eficiente posible.

- Costos de estudios:

Incluyen todos los gastos relacionados con los estudios preliminares. Estos estudios son esenciales, ya que proporcionan la información técnica y de respaldo necesaria para tramitar los permisos ambientales y para realizar los estudios de ingeniería en fases posteriores.

- **Carga Inicial y Entrenamiento:**

Estos costos se refieren a los gastos iniciales para contratar y capacitar al personal que operará la mina.

- **Costos de infraestructura.**

- **Infraestructura de procesamiento y almacenamiento**

- **Planta de procesos:** La inversión cubre tanto las obras civiles como la instalación de equipos para manejar las soluciones en las pozas, la adsorción de minerales, el tratamiento de efluentes y la recirculación de soluciones al pad de lixiviación. También incluye la preparación del terreno, el transporte de materiales, la instalación de geomembranas y tuberías, y la construcción de obras de arte en la plataforma de lixiviación.
- **Pozas de solución y de tormenta:** Este costo incluye la nivelación del terreno, el acarreo de materiales y la construcción de las pozas para soluciones y para eventos de lluvia extrema.
- **Botaderos de construcción:** Se requiere infraestructura para almacenar los materiales de desecho generados durante las obras iniciales, especialmente en la construcción de la plataforma de lixiviación y los botaderos principales.
- **Relleno industrial y sanitario:** Se necesita un área adicional para procesar, separar y almacenar los residuos generados durante la operación del proyecto.

- **Instalaciones de apoyo y servicios**

- **Canteras:** Se debe considerar el desarrollo de las canteras existentes y las proyectadas para obtener los materiales de construcción necesarios para el pad, los botaderos y otras infraestructuras.
- **Caminos Internos:** Se mejorarán o construirán alrededor de 5.0 km de caminos dentro del proyecto. La vía de minado tendrá un ancho de 12 metros, un sistema de drenaje adecuado y una pendiente máxima del 10%.

- Sistema eléctrico interno: El proyecto incluye la red de distribución eléctrica, transformadores para la planta y otros servicios, sistemas de puesta a tierra y protección contra rayos.
- Oficinas, almacenes y taller mecánico: Se adquirirán módulos prefabricados para oficinas administrativas, un almacén general y una garita de entrada. Estos espacios se ubicarán cerca de la planta de procesos. También se construirá un taller mecánico para el mantenimiento de los equipos pesados y ligeros del contratista minero.
- Redes de servicios y comunicaciones: Se realizarán obras civiles para acondicionar las áreas de las oficinas, incluyendo losas de concreto, desagües pluviales y sanitarios. Además, se instalará todo el equipamiento necesario para las comunicaciones internas del proyecto.
- Servicentro de combustibles: Se construirá una estación para almacenar y suministrar diésel y gasolina a todos los vehículos y equipos del proyecto, desde camiones hasta excavadoras.
- Gestión de riesgos y supervisión
 - Control de aguas y sedimentos: Se incluye la construcción de canales y pozas para controlar el flujo de agua y la erosión.
 - Ingeniería, procura, construcción y supervisión general: Un 10% del presupuesto total se destina a la supervisión del proyecto por parte del propietario, cubriendo las etapas de ingeniería, construcción y puesta en marcha.
 - Contingencias de construcción: Se asigna un 20% adicional del presupuesto para cubrir cualquier imprevisto durante el periodo de construcción del proyecto.

Se incluye, además, los costos a incurrir por el propietario en la supervisión del proyecto y en los gastos sociales durante la etapa de construcción, se estima invertir en toda la infraestructura en el escenario caso base de US\$ 19.2 millones de dólares, la cual se muestra en la Tabla 21.

Tabla 21*Inversiones estimadas en el Proyecto de Óxidos – 5 ktpd*

DESCRIPCIÓN	CAPITAL (US\$)
COSTOS DE MINA	
1 Almacén de Nitrato	72,500
2 Botadero (9.5 Ha)	2,540,200
3 Desarrollo y Desbroce de Mina	600,000
SUBTOTAL COSTOS DE MINA	3,212,700
COSTOS DE PROPIETARIO	
4 Exploraciones	480,000
5 Pruebas Metalúrgicas	80,000
9 Carga Inicial y Entrenamiento	200,000
10A Estudios Previos (Hidrogeológico, Geotécnico, Sísmico, EIA)	1,200,000
SUBTOTAL COSTOS DE PROPIETARIO	1,960,000
COSTOS DE INFRAESTRUCTURA	
10B Planta de Proceso (387 m3/h)	3,310,000
11 Pad Lixiviación (8.0 Ha)	2,475,500
12 Ponds (PLS:10,400 m3, G.E: 36,000 m3)	1,334,900
13 Canteras	150,000
14 Carretera Internas (5.0 km)	302,400
15 Botadero de Construcción	495,100
16 Sistema Interno Eléctrico (Incl. Sub estaciones)	388,400
19 Oficinas Planta (water piping)	50,000
20 Talleres Mecánicos	240,000
21 Comunicaciones	50,000
22 Planta de Agua Potable	
23 Domestic residual water Treatment	28,000
24 Disposición del Relleno Industrial	10,000
25 Estación de Servicio de Combustible y Lubricante	108,300
26 Agua y Control de Sedimentos	436,000
27 Servicios de Ingeniería, Procura y Gestión (10 %)	1,455,100
28 Contingencia (20%)	3,201,280
SUBTOTAL COSTOS DE INFRAESTRUCTURA	14,034,980
TOTAL: CAPITAL INICIAL	19,207,680

Fuente: Elaboración propia

Debido a que el análisis ha definido ubicación de las principales infraestructuras sin tener mayor información de estudios previos (hidrológico, hidrogeológico, suelos, etc.), es necesario continuar con un estudio de alternativas que sustente dichas ubicaciones,

Adicionalmente para efectos de determinar escenarios de inversión para diferentes niveles de producción se han escalado los cálculos de inversión del caso base los cuales se muestran en la Tabla 22.

Tabla 22

Inversiones estimadas a diferentes escenarios de ritmo de producción

RITMO DE PRODUCCIÓN	2,500tpd	5,000tpd	7,500tpd	10,000tpd
Inversiones Estimadas (Millones US\$)	17.2	19.2	20.9	22.3

Fuente: Elaboración propia

3.2.4.2.2 Capital de trabajo. El capital de trabajo incluye un flujo de capital para iniciar las operaciones del Proyecto de Óxidos de Poracota durante los primeros 60 días de operación el cual ha sido estimado en US\$ 2.05 Millones.

3.2.4.2.3 Capital de cierre. Se ha estimado a nivel conceptual en función de las áreas impactadas invertir en esta etapa alrededor de US\$ 1,000,000 (aproximadamente 21.6US\$/Oz). Las principales actividades en esta etapa consisten en lo siguiente:

- Demolición y destrucción de estructuras
- Rehabilitación y restauraciones finales

Capítulo IV. Análisis e interpretación de resultados

4.1 Evaluación económica

El modelo económico del proyecto se basa en los datos de producción de los depósitos de Quellococha y Sombrerorumi. Los planes de minado, que determinan la cantidad de mineral y desmonte que se extraerá anualmente, se crearon a partir de modelos geológicos de 2011. Estos modelos clasificaban los recursos minerales como medidos, indicados e inferidos, y el material se identificó como óxido basándose en una inspección visual de los testigos de perforación.

Análisis de la Alternativa 1 (Caso Base)

La evaluación económica de esta alternativa se hizo con los siguientes supuestos:

- Producción: 5,000 toneladas de mineral por día (tpd).
- Precios de metales:
 - Oro (Au): \$1,200 USD/oz.
 - Plata (Ag): \$25 USD/oz.
- Recuperación metalúrgica:
 - Oro: 70%.
 - Plata: 10%.

Bajo estas premisas, el caso base de 5,000 TPD generó un Valor Actual Neto (VAN) de 4 millones USD y una Tasa Interna de Retorno (TIR) del 30%. Al aumentar la producción a 7,500 tpd, el VAN subió ligeramente a 4.3 millones USD, pero la vida útil de la mina se redujo significativamente a menos de un año.

4.2 Análisis de sensibilidad del caso base

Se realizó un análisis de sensibilidad para entender qué factores económicos son más importantes para la rentabilidad del proyecto. Para ello, se evaluaron los costos de operación y de capital con diferentes volúmenes de producción: 2,500 TPD, 5,000 TPD, 7,500 TPD y 10,000 TPD de mineral.

- **Volumen de producción:**

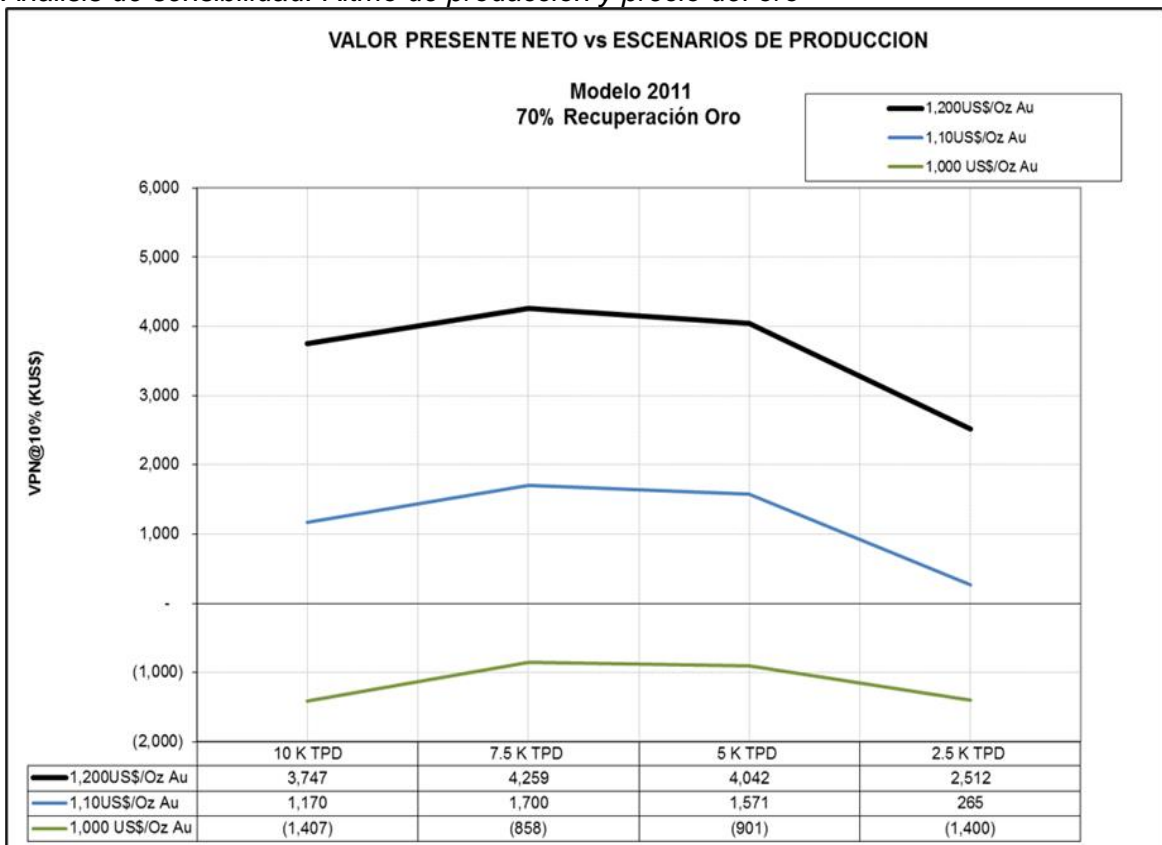
Según la Figura 20, operar a 7,500 TPD muestra una ligera mejora en el Valor Actual Neto (VAN) en comparación con el caso base de 5,000 TPD.

- **Precio del oro:**

El factor más crítico es el precio del oro. Si el precio del oro cayera un 16% (hasta unos \$1,000 USD por onza), el proyecto dejaría de ser rentable, sin importar el volumen de producción. Esto demuestra que la rentabilidad es extremadamente sensible a las fluctuaciones del precio del oro.

Figura 20

Análisis de sensibilidad: Ritmo de producción y precio del oro



Fuente: Elaboración propia

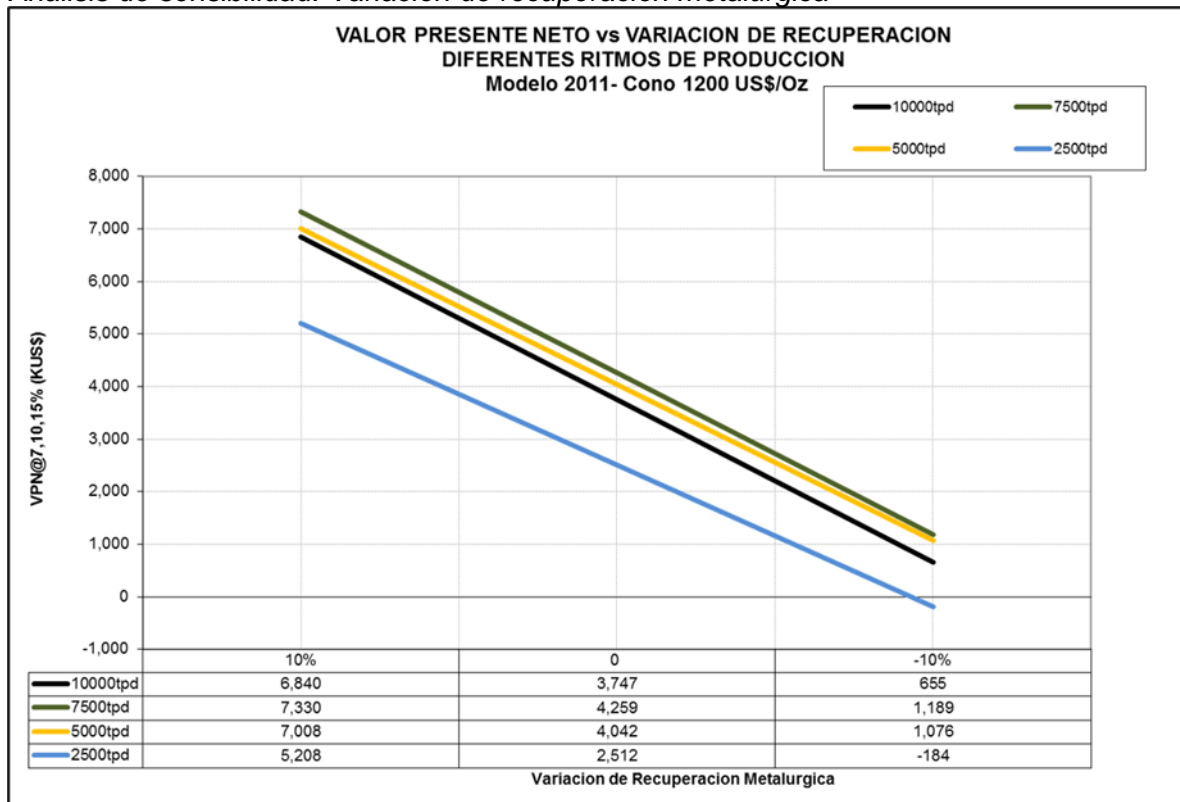
Los resultados del análisis económico muestran que la recuperación metalúrgica es un factor muy importante para la rentabilidad del proyecto.

Impacto en el Valor Actual Neto (VAN)

- Un cambio de $\pm 10\%$ en la recuperación (es decir, si la recuperación de oro aumenta o disminuye 10 puntos porcentuales) tiene un impacto directo de ± 3 millones de dólares en el VAN.
- Esto significa que la rentabilidad del proyecto es altamente sensible a la eficiencia del proceso de extracción del mineral, ya que el impacto de este factor es significativo en todos los niveles de producción estudiados.

Figura 21

Análisis de sensibilidad: Variación de recuperación metalúrgica



Fuente: Elaboración propia

4.3 Validación de hipótesis

Para contrastar las hipótesis del estudio, se empieza planteando la hipótesis nula y alterna. Tenemos lo siguiente:

H0: La evaluación técnico-económica del proyecto no permitirá determinar la rentabilidad para el desarrollo, explotación y procesamiento.

HA: La evaluación técnico-económica del proyecto permitirá determinar la rentabilidad para el desarrollo, explotación y procesamiento.

Se realizó el cálculo del Valor Actual Neto (VAN) como indicador económico principal del proyecto, obteniéndose un valor de 4.259 MUS\$. Según los criterios de evaluación financiera, un proyecto se considera rentable cuando el VAN es mayor que cero, ya que ello implica que los ingresos descontados superan a los costos proyectados (Ross, Westerfield & Jaffe, 2017). En este sentido, al haberse obtenido un VAN positivo y significativamente superior a cero, se procede a rechazar la hipótesis nula (H_0) y aceptar la hipótesis alterna (H_A), confirmando que la evaluación técnico-económica sí permite determinar la rentabilidad del proyecto en estudio.

Es importante destacar que en este tipo de análisis no es necesario aplicar pruebas estadísticas convencionales, debido a que los valores empleados provienen de datos determinísticos derivados de supuestos técnicos, económicos y de producción definidos en la ingeniería del proyecto. A diferencia de los estudios basados en muestreo o variabilidad de datos experimentales, aquí los cálculos financieros (VAN, TIR, relación beneficio-costos) se obtienen de un modelo económico único, en el cual no existe dispersión ni aleatoriedad que justifique el uso de estadística inferencial (Gentry & O'Neil, 1984; Stermole & Stermole, 2009).

Adicionalmente, la falta de múltiples observaciones independientes limita la posibilidad de aplicar contrastes estadísticos, pues no se cuenta con una base de datos probabilística, sino con proyecciones determinísticas construidas bajo supuestos de ingeniería y mercado. Por ello, la validación de hipótesis en proyectos de inversión minera se sustenta en la interpretación directa de los indicadores económicos, más que en la aplicación de pruebas estadísticas de significancia (Chaves, 2016).

En conclusión, dado que el VAN obtenido es positivo (4.259 MUS\$), se valida la hipótesis alterna, confirmando la rentabilidad del proyecto para su desarrollo, explotación y procesamiento.

Conclusiones

La evaluación técnico-económica permitió determinar que el proyecto es rentable y viable, al obtenerse un VAN positivo de 4.259 MUS\$, lo que evidencia que los beneficios proyectados superan los costos de inversión y operación.

Los recursos medidos, indicados e inferidos clasificados como óxidos ascienden aproximadamente a 1.4 Mt con una ley promedio de 1.4 g/t Au en el sector de Quellococha y a 0.86 Mt con una ley promedio de 0.76 g/t Au en el sector de Sombrerorumi, considerando una ley de corte de 0.2 g/t Au.

Dentro del cono óptimo, los recursos estimados alcanzan en Quellococha 1.27 Mt con una ley de 1.4 g/t Au, equivalente a 57 kOz Au in situ, mientras que en Sombrerorumi se estiman 0.58 Mt con una ley de 0.85 g/t Au, que corresponden a 16 kOz Au in situ.

Para los análisis económicos se consideraron recuperaciones metalúrgicas de 70 % para oro y 10 % para plata.

Los costos de minado, procesamiento y gastos generales fueron determinados tomando como referencia proyectos de características similares, estableciendo como caso base una producción de 5,000 tpd, y escalando para los escenarios de 2,500, 7,500 y 10,000 tpd.

A partir de los costos y recuperaciones indicadas, se estimó la ley de corte económica, la cual se ubica en 0.15 g/t Au para Quellococha y 0.16 g/t Au para Sombrerorumi.

La vida útil de la mina, considerando los recursos medidos, indicados e inferidos y una producción de 5,000 tpd, se proyecta en 1 año, más un periodo previo de pre-minado.

Dado que los depósitos de Quellococha y Sombrerorumi presentan volúmenes moderados de mineralización y leyes relativamente bajas, el diseño del proyecto se enfocó en minimizar los costos de inversión en infraestructura, aprovechando al máximo las instalaciones ya existentes.

Recomendaciones

Se recomienda llevar a cabo análisis de contactos geológicos que permitan diferenciar adecuadamente entre contactos duros y blandos en los dominios utilizados para la estimación de recursos, a fin de mejorar la confiabilidad de los modelos.

Asimismo, conforme avance el proyecto, deben desarrollarse pruebas metalúrgicas adicionales con material representativo de ambos sectores, con el objetivo de validar y fortalecer los estimados económicos.

Es necesario realizar estudios complementarios en materia geotécnica, hidrológica, hidrogeológica y de riesgo sísmico, que aseguren la estabilidad de las operaciones y permitan cumplir con los requisitos técnicos exigidos por las autoridades competentes para la obtención de permisos y licencias.

Se recomienda efectuar análisis de alternativas de ubicación para la infraestructura principal —incluyendo pads de lixiviación y botaderos— con el fin de optimizar los costos de acarreo, reducir riesgos operativos y minimizar los posibles impactos ambientales asociados.

Referencias bibliográficas

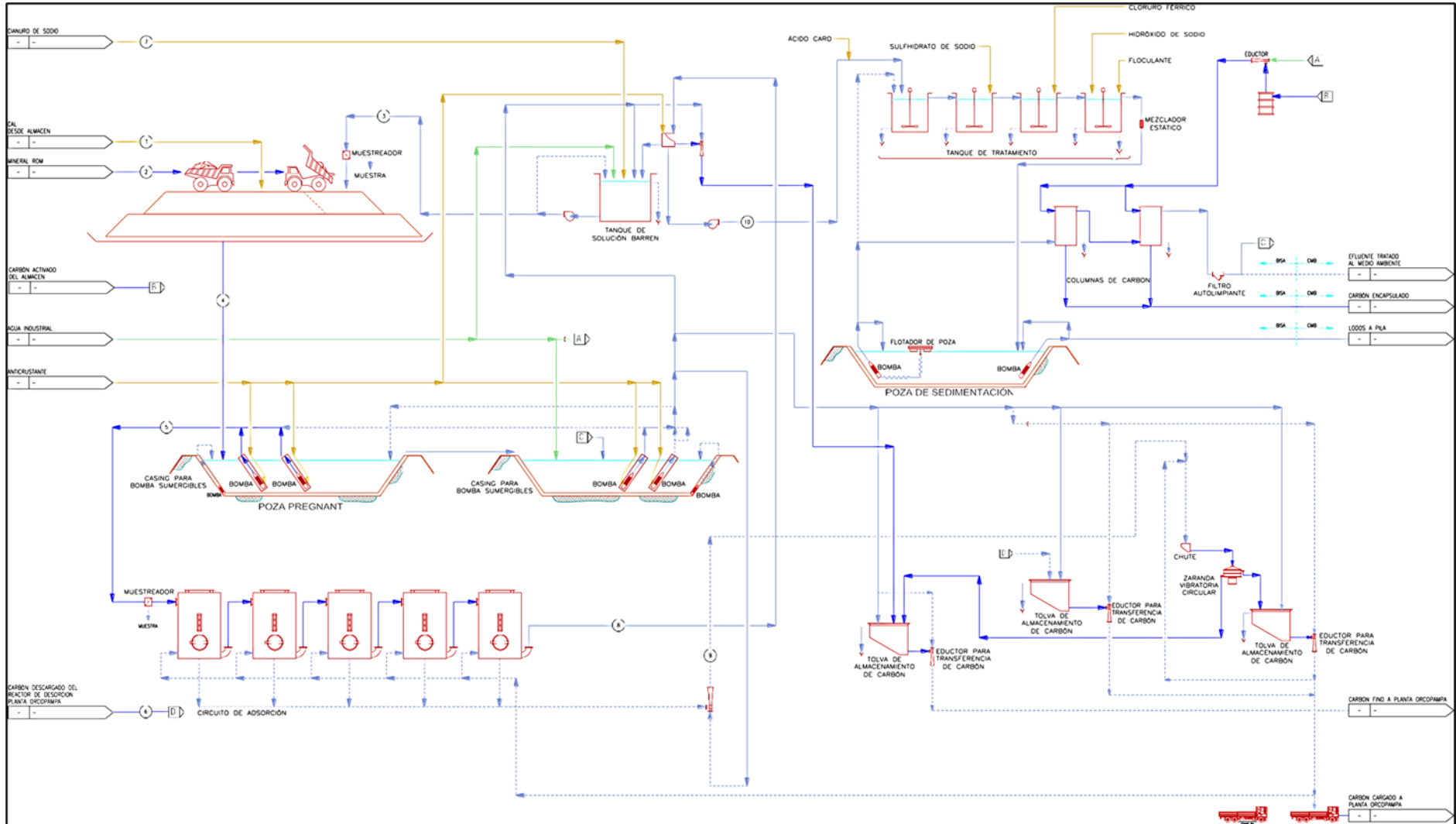
- Aravena, C. (2020). *Mejoramiento de productividad en proyectos de inversión Minera Escondida*. [Tesis de grado, Universidad de Chile]. Repositorio Universidad de Chile. <https://repositorio.uchile.cl/xmlui/handle/2250/176599>
- Chaves, G. (2016). *Evaluación económica de proyectos de inversión*. Bogotá: Ecoe Ediciones.
- Cueva, F. (2024). *Análisis comparativo de los márgenes de rentabilidad de las principales mineras del Perú, período 2017–2021*. [Tesis de licenciatura, Universidad Privada del Norte]. Repositorio de la Universidad Privada del Norte <https://hdl.handle.net/11537/36543>
- Dagdelen, K. (2001). *Open Pit Optimization – Strategies for Improving Economics of Mining Projects Through Mine Planning*. In Hustrulid, W., & Kuchta, M. (Eds.), *Open Pit Mine Planning and Design* (pp. 785–796). CRC Press.
- Gentry, D. W. y O’Neil, T. J. (1984). *Mine Investment Analysis*. Society of Mining Engineers of AIME.
- Gentry, D., & O’Neil, T. (1984). *Mine Investment Analysis*. New York: Society for Mining Engineers.
- Habashi, F. (1999). *Hydrometallurgy*. Metallurgie Extractive Quebec.
- Hartman, H. L. y Mutmansky, J. M. (2002). *Introductory Mining Engineering* (2nd ed.). John Wiley & Sons.
- Hustrulid, W., Kuchta, M. y Martin, R. (2013). *Open Pit Mine Planning and Design* (3rd ed.). CRC Press.
- Kappes, D. W. (2002). *Heap Leaching of Gold and Silver Ores*. In M. C. Fuerstenau, K. N. Hanna, & D. W. Kappes (Eds.), *SME Mineral Processing Handbook* (pp. 2-1–2-30). Society for Mining, Metallurgy, and Exploration.
- Laurence, D. (2011). *Establishing a sustainable mining operation: An overview*. *Journal of Cleaner Production*, 19(2–3), 278–284.

- Llanos, A. (2023). *Evaluación económica para incrementar la rentabilidad del planeamiento de minado de la Mina Julcani de la Compañía de Minas Buenaventura S.A.A.* [Tesis de pregrado, Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión]. Repositorio UNDAC. <http://repositorio.undac.edu.pe/handle/undac/3418>
- Marsden, J. y House, C. (2006). *The Chemistry of Gold Extraction* (2nd ed.). Society for Mining, Metallurgy, and Exploration.
- Miguel, F. (2020). *Cálculo de la tasa de producción óptima en minería a cielo abierto* (Tesis de grado, Universidad de Concepción). Repositorio Universidad de Concepción. <https://repositorio.udec.cl/items/6ba05727-5156-48db-9ddf-30b8546addf9>
- Ross, S., Westerfield, R., & Jaffe, J. (2017). *Corporate Finance* (11th ed.). New York: McGraw-Hill Education.
- Runge, I. C. (2020). *Mining Economics and Strategy* (2nd ed.). SME.
- Salinas, J. (2023). *Determinar la rentabilidad mediante las inversiones y el análisis de costos unitarios en la unidad minera Yaruchagua – Glore Peru S.A.C.* [Tesis de pregrado, Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión]. Repositorio UNDAC. <http://repositorio.undac.edu.pe/handle/undac/3501>
- Stermole, F., & Stermole, J. (2009). *Economic Evaluation and Investment Decision Methods* (12th ed.). Golden, CO: Investment Evaluations Corp.
- Vargas, Y. (2022). *Gestión de costos: rentabilidad y productividad en el ciclo de minado subterráneo de yacimiento de oro.* [Tesis de maestría, Pontificia Universidad Católica del Perú]. Repositorio PUCP. <http://hdl.handle.net/20.500.12404/22441>
- Whittle, J. (2018). *Strategic Mine Planning*. Whittle Consulting Pty Ltd.

Anexos

	Pág.
Anexo 1: Arreglo general del proyecto minero	1
Anexo 2: Diagrama general del flujo de procesos	2
Anexo 3: Estimación de costos de capital Capex – Procesos	3
Anexo 4: Diseño de proceso metalúrgico.....	8

Anexo 2: Diagrama general del flujo de procesos



Anexo 3: Estimación de costos de capital Capex – Procesos

REV.	CANT.	DESCRIPCION	1 EQUIPO				Costo (US\$)
			CAPACIDAD NOMINAL (unid)	CAPACIDAD DE DISEÑO (unid)	POTENCIA ESTIMADA (HP)	DIMENSIONES	
AREA DE LIXIVIACIÓN						409364	
A	1	Bomba de solución pregnant	322.5 (m3/h)	387 (m3/h)	75	-	29042
A	1	Bomba de solución pregnant (stand by)	322.5 (m3/h)	387 (m3/h)	-	-	29042
A	2	Casing de bomba pregnant	-	-	-	-	42133
A	1	Bomba de detección de fugas poza pregnant	2.3 (m3/h)	2.53 (m3/h)	2	-	3375
A	1	Bomba dosificadora de anti-incrustante	-	-	0.25	-	1698
A	1	Bomba dosificadora de anti-incrustante (stand by)	-	-	-	-	1698
A	1	Bomba de solución de poza de mayores eventos	25 (m3/h)	30 (m3/h)	23	-	6160
A	1	Bomba de solución de poza de mayores eventos (stand by)	25 (m3/h)	30 (m3/h)	-	-	6160
A	2	Casing de bomba de mayores eventos	-	-	-	-	13153
A	1	Bomba de retorno de fugas poza de mayores eventos	2.3 (m3/h)	2.53 (m3/h)	2	-	2439
A	2	Bomba dosificadora de anti-incrustante	-	-	0.5	-	2454
A	1	Tanque de solución barren	73.9 (m3)	88.7 (m3)	-	Ø4.7m x 5.2m	20156
A	1	Bomba de transferencia de solución tanque barren	322.5 (m3/h)	387 (m3/h)	430	-	110643
A	1	Bomba de transferencia de solución tanque barren (stand by)	322.5 (m3/h)	387 (m3/h)	-	-	110643
A	1	Bomba dosificadora de anti-incrustante	-	-	0.25	-	1698
A	1	Malla estacionaria DSM	-	-	-	2.5m x 1.5m x 2.3m	17984
A	1	Bomba de sumidero	15 (m3/h)	16.5 (m3/h)	5	-	1826
A	1	Sumidero	-	-	-	-	0
A	1	Bomba de transferencia de solución barren	25 (m3/h)	30 (m3/h)	10	-	6160
A	1	Muestreador de solución	-	2 (L)	-	0.6m x 0.2m x 0.6m	2900
AREA DE ADSORCIÓN						376634	
A	2	Muestreador de solución	-	2 (L)	-	0.6m x 0.2m x 0.6m	5800
A	1	Columna de adsorción de carbón	2.21 (t)	-	-	Ø2.40 m x 3.10 m	74059
A	1	Columna de adsorción de carbón	2.21 (t)	-	-	Ø2.40 m x 3.10 m	74059

REV.	CANT.	DESCRIPCION	1 EQUIPO				Costo (US\$)
			CAPACIDAD NOMINAL (unid)	CAPACIDAD DE DISEÑO (unid)	POTENCIA ESTIMADA (HP)	DIMENSIONES	
A	1	Columna de adsorción de carbón	2.21 (t)	-	-	Ø2.40 m x 3.10 m	74059
A	1	Columna de adsorción de carbón	2.21 (t)	-	-	Ø2.40 m x 3.10 m	74059
A	1	Columna de adsorción de carbón	2.21 (t)	-	-	Ø2.40 m x 3.10 m	74059
A	1	Sumidero principal	-	-	-	-	0
A	1	Eductor	-	-	-	-	536
AREA DE TRATAMIENTO DE EFLUENTES CIANURADOS							136492
A	1	Tanque de reacción	12.5 (m3)	15 (m3)	-	Ø2.6m x 3.2m	10602
A	1	Agitador de tanque de reacción	-	-	9	-	14629
A	1	Tanque de reacción	12.5 (m3)	15 (m3)	-	Ø2.6m x 3.2m	10602
A	1	Agitador de tanque de reacción	-	-	9	-	14629
A	1	Tanque de reacción	12.5 (m3)	15 (m3)	-	Ø2.6m x 3.2m	10602
A	1	Agitador de tanque de reacción	-	-	9	-	14629
A	1	Tanque de reacción	12.5 (m3)	15 (m3)	-	Ø2.6m x 3.2m	10602
A	1	Agitador de tanque de reacción	-	-	9	-	14629
A	1	Mezclador estatico	-	-	-	-	577
A	1	Eductor	-	-	-	-	577
A	1	Columna de carbón	0.5 (t)	-	-	Ø1.1m x 2.7m	10747
A	1	Columna de carbón	0.5 (t)	-	-	Ø1.1m x 2.7m	10747
A	1	Malla estacionaria DSM	-	-	-	2m x 1.5m x 1.7m	7060
A	1	Flotador de poza de sedimentación	-	-	-	-	1517
A	1	Bomba de poza de sedimentación	-	-	7.5	-	1320
A	1	Bomba de poza de sedimentación	-	-	15	-	1320
A	1	Ducha y lavajos	-	-	-	-	1700
AREA DE MANEJO DE REACTIVOS - PLANTA							240436
A	1	Tanque de preparación de cianuro de sodio (NaCN)	20 (m3)	24 (m3)	-	Ø3.1m x 3.5m	19556
A	1	Agitador de preparación de cianuro de sodio (NaCN)	-	-	3	-	5046
A	1	Cabina con tolva rompedora de sacos	-	-	-	1.9m x 1.6m x 4m	6163
A	1	Monoriel	2 (t)	-	3	-	7692
A	1	Bomba de transferencia de cianuro de sodio (NaCN)	20 (m3/h)	20 (m3/h)	2	-	4657
A	1	Bomba de transferencia de cianuro de sodio (NaCN) Stand by	20 (m3/h)	20 (m3/h)	-	-	4657
A	1	Tanque de dosificación de cianuro de sodio (NaCN)	20 (m3)	-	-	Ø3.0m x 3.0m	15810

REV.	CANT.	DESCRIPCION	1 EQUIPO				Costo (US\$)
			CAPACIDAD NOMINAL (unid)	CAPACIDAD DE DISEÑO (unid)	POTENCIA ESTIMADA (HP)	DIMENSIONES	
A	1	Bomba dosificadora de cianuro de sodio (NaCN)			0.5		4120
A	1	Ducha y lavajos			-		1700
A	1	Tanque de preparación de hidróxido de sodio (NaOH)	3 (m3)	3.5 (m3)	-	Ø1.6m x 1.9m	3603
A	1	Agitador de hidróxido de sodio (NaOH)			3		17880
A	1	Bomba dosificadora de hidróxido de sodio (NaOH)			2		2241
A	1	Bomba de transferencia de hidróxido de sodio (NaOH)			2		4482
A	1	Tanque de preparación de floculante	1 (m3)	1.2 (m3)	-	Ø1.1m x 1.3m	3434
A	1	Agitador de preparación de floculante			5		6878
A	1	Bomba dosificadora de floculante			0.5		2213
A	1	Tanque de preparación de sulfhidrato de sodio (NaHS)	1 (m3)	1.2 (m3)	-	Ø1.1m x 1.3m	2751
A	1	Agitador de preparación de sulfhidrato de sodio (NaHS)			5		13160
A	1	Bomba dosificadora de sulfhidrato de sodio (NaHS)			0.25		1438
A	1	Bomba de diafragma neumática de transferencia de H2O2			-		1784
A	1	Tanque de almacenamiento de peróxido de hidrógeno (H2O2)	10 (m3)	12 (m3)	-	Ø2.3m x 2.76m	34286
A	1	Bomba dosificadora de peróxido de hidrógeno (H2O2)			0.5		1784
A	1	Bomba de transferencia de ácido sulfúrico (H2SO4)	15 (m3/h)	20 (m3/h)	2		9170
A	1	Tanque de almacenamiento de ácido sulfúrico (H2SO4)	10 (m3)	12 (m3)	-	Ø2.3m x 2.76m	31381
A	1	Bomba dosificadora de ácido sulfúrico (H2SO4)			0.25		2016
A	1	Tanque de preparación de cloruro férrico (FeCl3)	1 (m3)	1.2 (m3)	-	Ø1.1m x 1.3m	12815
A	1	Agitador del tanque de preparación de cloruro férrico (FeCl3)			5		17042
A	1	Bomba dosificadora de cloruro férrico (FeCl3)			0.25		961
A	1	Enfriador			-	2.5m x 0.3m x 0.2m	1715
A	4	Sumidero			-		0

REV.	CANT.	DESCRIPCION	1 EQUIPO				Costo (US\$)
			CAPACIDAD NOMINAL (unid)	CAPACIDAD DE DISEÑO (unid)	POTENCIA ESTIMADA (HP)	DIMENSIONES	
AREA DE MANEJO DE CARBÓN							53576
A	1	Tolva de almacenamiento de carbón	2.5 (t)		-	3.5m x 1.8m x 1.7m	6864
A	1	Chute de alimentación de carbón			-	0.4m x 0.4m x 0.6m	326
A	1	Zaranda vibratoria circular			2	Ø40"	30678
A	1	Tolva de almacenamiento de carbón	2.5 (t)		-	3.5m x 1.8m x 1.7m	6864
A	1	Tolva de almacenamiento de carbón	2.5 (t)		-	3.5m x 1.8m x 1.7m	6864
A	3	Eductor para transferencia de carbón			-	3" x 3" x 3"	1981
A	1	Sumidero de manejo de carbón			-		0
AREA DE SUMINISTRO DE ENERGÍA							26470
A	1	Compresora de aire	260 (scfm)		20		10172
A	1	Compresora de aire (Stand by)	260 (scfm)		-		10172
A	1	Tanque pulmón de aire	240 (gal)		-	Ø800 m x 2310 m	1833
A	1	Tanque pulmón de aire	240 (gal)		-	Ø800 m x 2310 m	1833
A	1	Secador de aire			-		2460
AREA DE SUMINISTRO Y DISTRIBUCIÓN DE AGUA							148107
A	1	Bomba en la poza de efluente tratado	10 (L/s)		20		10346
A	1	Bomba en la poza de efluente tratado (stand-by)	10 (L/s)		-		10346
A	1	Tanque principal de agua		300 (m3)	-	Ø7.3 m x 7.3 m	3807
A	1	Planta de tratamiento aguas residuales domésticas (Planta)		30.9 (m3/d)	20		123608
AREA DE ALMACEN DE CAL							1700
A	1	Ducha y lavajos	-	-	-		1700
Total de Suministro de Equipos							1,392,777
Suministro y Distribución Eléctrica							257810
Montaje Mecánico y Tuberías							348194

REV.	CANT.	DESCRIPCION	1 EQUIPO				Costo (US\$)
			CAPACIDAD NOMINAL (unid)	CAPACIDAD DE DISEÑO (unid)	POTENCIA ESTIMADA (HP)	DIMENSIONES	
		Instrumentación (8%)					111422
		Estructural y Concreto (15%)					208917
		Civil y Movimiento de Tierra (20%)					278555
		Costo Directo de Construcción (US\$)					1,204,898
		Total de Costo Directo Construcción					2,597,676
		Overhead & Profit (5%)					129884
		Administracion, Supervisión y seguros (3%)					77930
		Costo Indirecto Construcción (US\$)					207,814
		Total de Costo Directo Proyecto					2,805,490
		EPCM (10%)					280549
		Repuestos (3%)					84165
		Transporte (3%)					84165
		Comisionamiento y arranque (2%)					56110
		Costo indirecto proyecto					504,988
		Owner Cost (Administration - 3%)					84165
		Contingencias (25%)					701372
		Otros Costos (US\$)					785,537
		TOTAL CAPITAL COST (US\$)					4,096,015

Anexo 4: Diseño de proceso metalúrgico

Este anexo muestra de manera conceptual los resultados de una prueba metalúrgica aplicada al mineral aurífero del proyecto de óxidos.

El diseño conceptual de las instalaciones consideró disciplinas de procesos, mecánica, electricidad, instrumentación y arquitectura, lo que permitió definir un esquema preliminar de equipos y estimar la inversión y costos operativos para un nivel de procesamiento de 5,000 TMS/día de mineral de los tajos Quellococha y Sombrerorumi. Las áreas contempladas incluyen lixiviación, adsorción, preparación y dosificación de reactivos, sistemas de bombeo, tratamiento de efluentes, suministro de energía y agua, además de procesos complementarios en Orcopampa como desorción, electrodeposición, fundición y regeneración de carbón, junto con infraestructura auxiliar (oficinas, vestuarios, comedor y almacenes).

Resumen de Pruebas Metalúrgicas

Se realizaron pruebas metalúrgicas del mineral aurífero del proyecto de Óxidos de Poracota, orientado a la recuperación de oro, siendo las pruebas metalúrgicas efectuadas por Laboratorios C.H. Plenge & Cía. S.A.

Se inicia con los estudios en el año 2006, donde se envían 3 muestras de la zona de óxidos para pruebas de cianuración en columna y cianuración por agitación en botellas (ver Tabla 1 y 2).

Tabla 1

Cianuración por agitación en botellas, 100% -10M y 1000 ppm CN-

Prueba N°	Ley cabeza g/t		Residuo g/t		% Extracción	
	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
6196-1A	1.88	11.0	0.14	6.5	92.5	41.0
6196-1B	1.88	11.3	0.14	6.8	92.4	40.0
6197-1A	2.22	11.2	0.32	8.0	85.8	28.4
6197-1B	2.27	11.8	0.34	8.7	85.1	26.6
6198-1A	1.56	6.5	0.19	5.5	87.9	15.7
6198-1B	1.56	6.2	0.20	5.2	86.9	16.5

Tabla 2*Cianuración en columnas cortas, 100% -1/2" y 1000 ppm CN-*

Prueba N°	Ley cabeza g/t		Residuo g/t		% Extracción	
	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
6196-2	1.86	11.2	0.12	7.0	93.6	37.1
6197-2	2.12	11.5	0.27	8.2	87.0	28.0
6198-2	1.40	5.8	0.20	5.2	86.0	10.0

Posteriormente en el 2007 se enviaron muestras en bolsas de las cuales se prepararon 08 compósitos para pruebas de cianuración en botella (ver Tabla 6-3).

Tabla 3*Cianuración por agitación en botellas, 100% -10M y 1000 ppm CN-*

Prueba N°	Ley cabeza g/t		Residuo g/t		% Extracción	
	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
6516	1.17	2.7	0.20	2.0	82.6	27.2
6517	2.65	0.5	0.65	0.4	75.4	26.3
6518	2.18	8.2	0.71	5.6	67.6	32.1
6519	1.96	1.1	0.21	0.8	89.6	27.7
6520	4.23	10.9	0.33	8.4	92.1	22.7
6521	1.24	1.1	0.10	0.8	91.6	26.6
6522	2.55	9.1	0.73	6.0	71.2	34.1
6523	1.52	9.7	0.19	6.4	87.3	33.8

Durante el año 2009 se han realizado 18 pruebas metalúrgicas, que comprenden pruebas experimentales como cianuración en columna, cianuración en botella a diferente granulometría y flotación.

En mayo se envió una muestra de 10 t del Manto Águila para pruebas de cianuración. Los ensayos en columna, con mineral triturado a 100 % -6", mostraron una recuperación de 71.6 % de oro usando 500 ppm de NaCN durante 31 días, con consumos de 0.2 kg/t de cianuro y 0.02 kg/t de CaO. Por su parte, las pruebas en botella, a granulometrías de 100 % -10M y 80 % -200M, alcanzaron una recuperación de 82.8 % de oro, con consumos mayores de reactivos: 3.3 kg/t de NaCN y 1.0 kg/t de CaO. (Ver Tabla 4 y 5).

Tabla 4*Cianuración por agitación en botellas, 1000 ppm CN-*

Prueba N°	Ley cabeza g/t		Residuo g/t		% Extracción		Granulometría
	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	
7375-1A	2.85	5.8	0.56	4.0	80.2	31.6	100% -10M
7375-1B	2.91	5.1	0.50	2.0	82.8	60.8	80% -200M

Tabla 5*Cianuración en columnas cortas, 100% -6".*

Prueba N°	Ley cabeza g/t		Residuo g/t		% Extracción		Fuerza cianuro
	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	
7375-2	2.78	9.1	1.02	8.7	63.4	4.8	100
7375-3	2.79	9.1	0.79	8.1	71.6	10.8	500

En noviembre se enviaron 17 muestras compósito para pruebas de cianuración y flotación. Los resultados del primer lote (12 muestras) mostraron que, a una granulometría de 100 % -10M, se recuperó en promedio 52 % de plata y 79 % de oro, con consumos de 1.6 kg/t de NaCN y 1.7 kg/t de cal. A una granulometría más fina (61 % -200M), las recuperaciones aumentaron a 64 % de plata y 84 % de oro, sin incrementos significativos en el consumo de reactivos (1.7 kg/t de NaCN y 1.5 kg/t de cal), evidenciando que la reducción de granulometría mejora la extracción de metales. (ver Tabla 6)

Tabla 6*Cianuración por agitación en botellas, 1000 ppm CN-.*

Prueba N°	Ley cabeza g/t		Residuo g/t		% Extracción		Granulometría
	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	
1	1.07	5.61	0.38	5.10	65.0	9.1	
2	1.80	3.40	0.45	2.70	74.8	20.5	100% -10M
3	2.95	15.76	0.57	6.90	80.5	56.2	100% -10M
4	1.61	20.19	0.38	5.10	76.4	74.7	100% -10M
5	1.91	4.76	0.36	2.10	81.3	55.9	100% -10M
6	3.02	5.04	0.86	2.10	71.5	58.3	100% -10M
7	3.23	3.15	0.51	1.80	84.3	42.8	100% -10M
8	1.64	7.37	0.35	1.80	78.7	75.6	100% -10M
9	1.33	6.59	0.26	0.60	80.7	90.9	100% -10M
10	8.90	110.94	0.94	82.80	89.5	25.4	100% -10M
12	1.56	1.31	0.31	0.10	80.0	92.4	100% -10M
14	4.17	2.84	0.61	2.10	85.4	26.0	100% -10M
1	0.96	4.82	0.20	3.63	79.5	24.8	61% -200M
2	1.80	3.09	0.31	1.89	82.5	38.8	61% -200M
3	2.80	16.51	0.48	5.40	82.9	67.3	61% -200M
4	1.56	19.89	0.30	4.08	80.8	79.5	61% -200M
5	2.12	4.95	0.26	1.74	87.6	64.9	61% -200M
6	2.97	5.02	0.61	1.50	79.5	70.1	61% -200M
7	3.16	2.97	0.39	1.26	87.8	57.6	61% -200M
8	1.75	7.55	0.26	1.44	85.0	80.9	61% -200M
9	1.44	6.61	0.21	0.66	85.6	90.0	61% -200M
10	8.97	97.23	0.86	27.30	90.4	71.9	61% -200M
12	1.59	1.79	0.20	0.36	87.3	79.9	61% -200M
14	4.30	3.24	0.47	1.77	89.0	45.3	61% -200M

Las muestras compósito restantes (05), no son dóciles al proceso de flotación, observándose que el oro contenido en éste mineral no se logra recuperar por éste proceso. (ver Tabla 7)

Tabla 7

Pruebas de flotación.

Compósito N°	Peso	Ensayes %					Distribución %		
		Au g/t	Cu %	Fe %	S %	As %	Au	Cu	Fe
A	0.7 %	26.3	-	7.0	2.2	-	2.1	-	2.3
B	0.7 %	72.4	-	29.1	1.9	-	4.4	-	3.1
D	0.7 %	35.2	-	18.4	11.4	-	2.3	-	1.8
C	1.5	43.5	30.1	11.3	33.5	9.15	4.1	72.3	3.6
E	1.1	29.9	36.0	6.6	33.2	12.87	2.4	79.7	1.2

En el mes de marzo del 2010, se envió una muestra (27.6 TM), correspondiente a Quellococha, el resultado de la prueba de cianuración en columna con el mineral triturado a 100% -6 “, manifiesta que usando 500 ppm de NaCN, es posible extraer el 78.4 % del oro, con un consumo de 0.17 Kg/t de cianuro y 2.02 kg/t CaO (esto con un regado de cianuro de 49 días). Así mismo, se realizaron pruebas de cianuración en botella a granulometría de 100% -10M, fuerza de cianuro de 0.1%, 40% de sólidos y 96 horas de agitación, los resultados de esta prueba, indican que se logra extraer hasta 83.2 % del oro, con un consumo de NaCN de 1.0 kg/t y 1.9 kg/t de CaO (ver Tablas 8 y 9).

Tabla 8

Cianuración por agitación en botellas, 1000 ppm CN-.

Prueba N°	Ley cabeza g/t		Residuo g/t		% Extracción		Granulometría
	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	
7715-1A	2.65	3.40	0.47	2.7	82.3	19.6	100% -10M
7715-1B	2.50	3.38	0.40	2.7	84.1	20.2	80% -200M

Tabla 9

Cianuración en columnas cortas, 100% -6”.

Prueba N°	Ley cabeza g/t		Residuo g/t		% Extracción	
	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
7715-2	2.55	3.16	0.55	2.73	78.4	13.7

Criterios de diseño

Para la definición de los criterios de diseño, se ha tomado en consideración datos proporcionados por mina, reportes de resultados de pruebas metalúrgicas realizadas por C.H. Plenge & Cía. S.A., información que resulta de cálculos matemáticos, información bibliográfica y datos que se han asumido a falta de información disponible en base a la experiencia de otros proyectos similares.

Dentro de estos criterios de diseño a nivel conceptual se resalta que el mineral será procesado a una granulometría tal como sale de la mina (ROM) con tamaño máximo no mayor a 6 pulgadas (ROM), a un ritmo de producción de 5,000 TMSD, con leyes de 0.94 gr. Au/TM y 4.14 gr. Ag/TM; con recuperación metalúrgica del orden de 70% para oro y 10% para la plata

Balance de Masa

La Tabla 10 corresponde al balance de masa global a un ritmo de producción de 5,000 tpd de mineral. Esto corresponde al balance de mineral por áreas y se detalla en el Anexo E para cada uno de los escenarios de producción.

Tabla 10

Balance de Masa 5,000 tpd de mineral

DESCRIPCIÓN	Unidad	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
		Cal a PAD	ROM	Solución de Lixiviación	Solución rica a poza pregnant	Solución rica a ADR	Carbón regenerado	Solución de Cianuro de Sodio	Solución barren a tanque barren	Carbón cargado a desorción	Solución a tratamiento de efluentes
		SÓLIDO	SÓLIDO	LÍQUIDO	LÍQUIDO	LÍQUIDO	SÓLIDO	LÍQUIDO	LÍQUIDO	SÓLIDO	LÍQUIDO
Solución	t/h	-	17.54	322.48	322.48	322.48	8.84	1.20	322.48	8.84	25
Sólidos	t/h	0.44	219.30	-	-	-	2.21	-	-	2.21	-
% Sólidos	%	-	-	-	-	-	20	-	-	20	-
Solución	m ³ /h	-	-	322.48	322.48	322.48	8.84	1.20	322.48	8.84	25
Sólidos	m ³ /h	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Masa Carbón	t/batch	-	-	-	-	-	2.21	-	-	2.21	-
Rango de pH		-	-	10.0 - 11.0	10.0 - 11.0	10.0 - 11.0	10.0 - 11.0	10.0 - 11.0	10.0 - 11.0	10.0 - 11.0	10.0 - 11.0
Rango de Temperatura	°C	T. Amb.	T. Amb.	T. Amb.	T. Amb.	T. Amb.	T. Amb.	T. Amb.	T. Amb.	T. Amb.	T. Amb.

Descripción del Proceso Metalúrgico

▪ Carguío de mineral al Pad

El mineral ROM (máx. 6”) proveniente de Quellococha y Sombrerorumi será transportado al pad de lixiviación, previamente impermeabilizado y equipado con tuberías para recolectar las soluciones ricas en oro y plata. El apilado se realizará en capas de 8 m de altura, aplicando en cada nivel cal en polvo a razón de 2.02 kg/t para control de pH, y nivelando el material con cargadores frontales o tractores de orugas hasta alcanzar celdas típicas de 16 m de altura. Cada celda o módulo tendrá un área aproximada de 1,600 m², con un ritmo de carguío de 5,000 TMS/día. La construcción de las celdas estará a cargo del área de Mina, mientras que la dosificación de cal y la instalación del sistema de riego corresponderán al área de Planta.

▪ Instalación de Sistema de Riego

De acuerdo al diseño, se conformará celdas de aproximadamente 40m x 40m (1,600 m²) con sus respectivas líneas de flujo y sistemas de riego por goteo, tomando como inicio la distribución de los manifolds fabricados con tuberías de acero al carbono. A cada una de estas salidas se conectarán los respectivos sistemas de riego.

▪ Lixiviación y Manejo de Soluciones

La lixiviación es un proceso hidrometalúrgico de disolución sólido–líquido que utiliza una solución diluida de cianuro de sodio (NaCN) para extraer oro y plata del mineral. La solución enriquecida resultante es recolectada en una poza de solución rica. Para un procesamiento de 5,000 TMS/día, se calcularon los caudales de solución de acuerdo con los niveles de riego y tiempos de lixiviación, como se resume en la Tabla 11.

Tabla 11*Flujos y área de riego*

PERÍODO DE LIXIVIACIÓN	CAUDAL (m ³ /h)		ÁREA RIEGO
	días	Nominal	Diseño
90	322.48	386.97	32,248

El caudal nominal corresponde a un flujo de 10 L/h/m², mientras que el caudal de diseño es de 12 L/h/m². La percolación ocurre por gravedad a través del lecho de mineral, y depende de variables como viscosidad, densidad de la solución, porosidad, distribución de tamaños, porcentaje de finos y aire atrapado. En la etapa de máxima saturación, la pila permite el drenaje de soluciones cargadas de oro y plata hacia la poza rica.

Las principales variables de operación son: flujo nominal de 322.48 m³/h, concentración de NaCN de 500 ppm, pH entre 10.5–11, tasa de riego de 10 L/h/m² y ciclo de lixiviación de 90 días.

- **Bombeo de Solución Lixivante**

Cada circuito de adsorción contará con un tanque barren de 88.7 m³, donde la solución de lixiviación (pH 10.5–11, 500 ppm de NaCN y 4 ppm de antincrustante) será bombeada mediante una bomba de turbina vertical con una de respaldo. Los motores tendrán variadores de velocidad para flexibilidad operativa. La solución se compensará con NaCN hasta alcanzar la concentración deseada, además de agua industrial o solución de pozas barren y de eventos, utilizando bombas sumergibles de 30 m³/h.

- **Colección de Solución Rica**

La solución rica drenada de la pila se almacenará en una poza de 10,400 m³, equipada con tres bombas sumergibles (dos en operación y una en stand by).

- **Bombeo de Solución Rica**

Desde la poza rica, la solución será impulsada a los circuitos de adsorción mediante dos bombas sumergibles en paralelo y una de respaldo. Cada bomba tendrá un

caudal nominal de 322.5 m³/h y de diseño 387 m³/h, operando con variadores de velocidad. El anti-incrustante será dosificado en la succión de cada bomba.

- **Adsorción en columnas de carbón activado**

La solución rica se enviará a dos circuitos de adsorción, cada uno con capacidad de 387 m³/h, conformados por cinco columnas a presión con 2.21 TM de carbón activado cada una. El oro y la plata serán adsorbidos hasta que el carbón alcance valores de ~2 kg Au/t de carbón, momento en el que será descargado y enviado a desorción. Se estima que en equilibrio la solución tendrá leyes de oro de 0.47–0.57 g/m³ y de plata de 0.45–0.55 g/m³, con valores más altos al inicio de la operación o al tratar nuevas celdas.

- **Planta de beneficio: Desorción, Electrodeposición, Lavado, Regeneración térmica y Fundición**

El carbón cargado será transportado a la Planta de Orcopampa y descargado en un reactor de 3 TM de capacidad para el proceso de desorción, utilizando una solución alcalina de NaOH calentada hasta 130 °C y 50 psi. La solución enriquecida se enfría y distribuye a dos circuitos de electrodeposición, cada uno con dos celdas electrolíticas, donde los metales se depositan en cátodos de acero inoxidable. El cemento electrolítico recuperado se filtra, retorta y funde para producir barras bullión.

Posteriormente, el carbón es sometido a lavado ácido y regeneración térmica para eliminar contaminantes orgánicos y carbonatos. El área de fundición incluye sistemas de control ambiental y de seguridad como recuperación de mercurio, horno basculante, lavado de gases y tratamiento de escorias.

- **Requerimiento de Agua**

El consumo de agua fresca estimado es de 9.07 L/s (32.65 m³/h), abastecido desde el sistema de tratamiento de aguas ácidas hacia un reservorio de 300 m³ ubicado en la planta.

- **Consumo de Energía**

El suministro eléctrico provendrá de una línea primaria de 22.9 kV, con una subestación de 3.2 MVA, que alimentará las áreas de planta, talleres y oficinas. Se contará con grupos electrógenos para emergencias. La potencia instalada estimada es de 2,500 kW.

- **Costos de Operación Planta**

El costo operativo de la planta se calculó en 1.26 US\$/t (equivalente a 59.60 US\$/oz de oro recuperado) para un caso base de 5,000 tpd, considerando mano de obra, insumos (NaCN, cal) y servicios. Se realizaron estimaciones adicionales para los escenarios de 2,500, 7,500 y 10,000 tpd manteniendo la proporción de costos fijos y variables. (Ver Tabla 12).

Tabla 12

Costos Operativos Planta

Tratamiento (tpd)	g/t Au	g Au recuperados	Rec. oz.Au	Costo total US\$	Costo (US\$/t)	Costo (US\$/oz.Au)
5,000	0.94	3,288	105.7	6,300	1.26	59.60

Consideraciones de Diseño

El proyecto prioriza criterios técnicos y ambientales en las principales instalaciones: yacimientos, plataforma de lixiviación y planta de procesos.

La plataforma de lixiviación, con un área de 9.5 has, ha sido diseñada para almacenar el mineral de Quellococha y Sombrerorumi en una sola etapa, considerando la corta vida de mina.

La planta de procesos, con capacidad de 5,000 tpd, trabajará con mineral de ley promedio 1.2 g/t Au y recuperación de 70% mediante columnas de carbón activado. La estimación se basa en pruebas preliminares de laboratorio, por lo que se recomienda realizar ensayos adicionales con material representativo para ajustar la recuperación y el diseño.

El sistema contará con un circuito de adsorción compuesto por 5 columnas y un tanque barren, donde cada columna operará a presión con 2.21 t de carbón activado. La solución barre retornará a la pila de lixiviación, mientras que la desorción y electrodeposición se realizarán en la Planta de Orcopampa, con capacidad de 3 t de carbón por ciclo, produciendo cemento electrolítico de oro y plata para fundición.

La infraestructura incluye además una planta de tratamiento de agua industrial, destinada a destruir cianuro y equilibrar el pH de las soluciones excedentes antes de su descarga ambiental, cumpliendo con los límites permisibles. El suministro principal de agua provendrá del sistema de tratamiento de aguas ácidas del Nv 4600, con un caudal de 10 l/s hacia un reservorio de 300 m³. También se construirán canales revestidos para desvío y control de aguas de mina.

Finalmente, las aguas impactadas de las operaciones a tajo abierto serán derivadas al sistema de tratamiento del Nv 4600. Como medida adicional, bajo el botadero de mina se implementará una poza de captación para canalizar posibles aguas ácidas hacia dicho sistema.