

UNIVERSIDAD NACIONAL JORGE BASADRE GROHMANN

Facultad de Ingeniería

Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica y Materiales

**ESTUDIO DEL TIEMPO DE LAVADO Y EXTRACCIÓN
DE ORO REMANENTE AL CIERRE DE LA PILA DE
CIANURACIÓN DE LA UNIDAD MINERA
PUCAMARCA-MINSUR, 2023**

TESIS

Presentada por:

Bach. Edwin Yuber Mamani Condori

Para Optar el Título Profesional de:

INGENIERO METALURGISTA

TACNA – PERÚ

2024

UNIVERSIDAD NACIONAL JORGE BASADRE GROHMANN

Facultad de Ingeniería

Escuela Profesional de Ingeniería en Metalúrgica y Materiales

ESTUDIO DEL TIEMPO DE LAVADO Y EXTRACCIÓN DE ORO REMANENTE AL CIERRE DE LA PILA DE CIANURACIÓN DE LA UNIDAD MINERA PUCAMARCA-MINSUR, 2023


JURADO CALIFICADOR

Tesis sustentada por el bachiller Edwin Yuber Mamani Condori, aprobado el día 30 Enero del 2024, estando integrado el Jurado Calificador por:

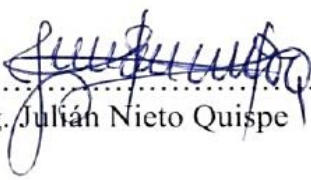
PRESIDENTE

: 
Dr. Luis Fortunato Caso Palpa

SECRETARIO

: 
Msc. Edgardo Teófilo Valdez Cortijo

VOCAL

: 
Ing. Julián Nieto Quispe

ASESOR

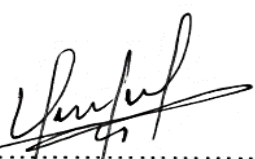
: 
Dr. Nataniel Mario Linares Gutiérrez

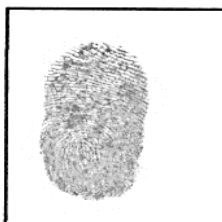
CERTIFICADO DE SIMILITUD

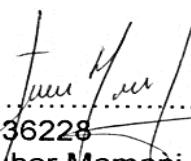
Yo Dr. Nataniel Mario Linares Gutiérrez en mi condición de asesor acreditado por la Resolución de Facultad N° 07823-2023-FAIN/UNJBG de la tesis titulada: **ESTUDIO DEL TIEMPO DE LAVADO Y EXTRACCIÓN DE ORO REMANENTE AL CIERRE DE LA PILA DE CIANURACIÓN DE LA UNIDAD MINERA PUCAMARCA-MINSUR, 2023**, presentada por el Bachiller Edwin Yuber Mamani Condori para optar el Título Profesional de Ingeniero Metalurgista.

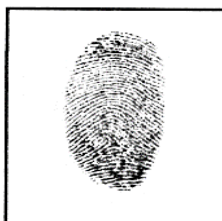
Habiendo cumplido con lo establecido en el reglamento de originalidad y de similitud de trabajos de investigación y producción intelectual, considerando que según la revisión, evaluación y análisis realizado a través del software de similitud textual TURNITIN cuenta con el nivel de similitud permitido cuyo porcentaje es **6 %**, por lo que **CERTIFICO LA SIMILITUD** de la tesis que está de acuerdo al nivel **PERMITIDO**, para continuar con los trámites correspondientes y para su publicación en el Repositorio Institucional.

Se emite el presente certificado con fines de continuar con los trámites respectivos para su obtención del Título Profesional de Ingeniero Metalurgista.


.....
DNI: 00797389
Nataniel Mario Linares Gutiérrez




.....
DNI: 70336228
Edwin Yuber Mamani Condori



AGRADECIMIENTOS

A Señor todo poderoso, que nos sostiene cada día y nos ilumina con el encanto de su luz, para realizar metas elevadas.

Por sus perspicaces consejos, que he apreciado mucho mientras preparaba esta tesis.

Quiero agradecer a mi esposa Diana y mi hija Alessia Madeline por su apoyo desde el comienzo de la elaboración de esta tesis.

Mis padres, René y Rosalía, se mostraron comprensivos en los malos momentos. Me enseñaron a enfrentar la adversidad sin perder la dignidad. Me dieron todo lo que era como persona, mis valores y mis principios.

A todos mis compañeros del trabajo que participaron en el desarrollo de este trabajo y contribuyeron de forma exitosa.

A mi asesor Dr. Ing. Nataniel Mario Linares Gutiérrez Por sus perspicaces consejos, que he apreciado mucho mientras me preparaba para la elaboración de la presente tesis.

ÍNDICE

1.	CAPÍTULO I PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	5
1.1.	ANTECEDENTES DEL PROBLEMA A INVESTIGAR.....	5
1.2.	DESCRIPCIÓN DEL PROBLEMA	7
1.3.	FORMULACIÓN DEL PROBLEMA	7
1.3.1.	Formulación del problema principal	8
1.3.2.	Formulación de los problemas específicos	8
1.4.	OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN	8
1.4.1.	Objetivo General	8
1.4.2.	Objetivos Específicos.....	8
1.5.	JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA DE LA INVESTIGACIÓN...	8
1.6.	LIMITACIONES.....	9
1.7.	VIABILIDAD DEL ESTUDIO.....	9
1.8.	FORMULACIÓN DE HIPÓTESIS	10
1.8.1.	Hipótesis general.....	10
1.8.2.	Hipótesis específicas	10
1.9.	VARIABLES.....	10
1.9.1.	Variable Independiente	10
1.9.2.	Variable Dependiente.....	10

1.9.3.	Definición conceptual de la variable independiente	10
1.9.4.	Definición conceptual de la variable dependiente	11
1.9.5.	Definición operacional de la variable	11
1.10.	OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES	11
2.	CAPÍTULO II MARCO TEÓRICO	12
2.1.	ANTECEDENTES DEL TRABAJO DE INVESTIGACIÓN	12
2.1.1.	Antecedentes internacionales	12
2.1.2.	Antecedentes nacionales	13
2.2.	BASES TEÓRICAS	15
2.2.1.	El oro en la tierra.....	15
2.2.2.	Minería del oro	16
2.2.3.	Concepto de lixiviación.....	16
2.2.4.	Química de la cianuración.....	17
2.2.5.	Termodinámica de la cianuración de oro	17
2.2.6.	Cinética de la cianuración del oro	18
2.2.7.	Métodos de Lixiviación.....	20
2.2.8.	Agentes lixiviantes	25

2.2.9.	Principales factores que afectan la disolución del oro	27
2.2.10.	Mecanismo de la cianuración.....	34
2.3.	DESCRIPCIÓN DE LA MINERALIZACIÓN UM PUCAMARCA	38
2.4.	DESCRIPCIÓN DE LA PLANTA DE PROCESO	41
2.4.1.	Chancado de Mineral	43
2.4.2.	Apilamiento del Mineral	44
2.4.3.	Acondicionamiento de Celda de Lixiviación.....	44
2.4.4.	Método de Riego por Goteo.....	45
2.4.5.	Comienzo de Lixiviación de Celdas	47
2.4.6.	Proceso de Lixiviación con solución cianurada.....	48
2.4.7.	Planta de ADR.....	49
2.5.	DEFINICIONES DE TÉRMINOS	53
3.	CAPÍTULO III MARCO METODOLÓGICO.....	55
3.1.	TIPO Y NIVEL DE LA INVESTIGACIÓN.....	55
3.2.	DISEÑO DE LA INVESTIGACIÓN.....	55
3.2.1.	Ubicación de la mina.....	56
3.2.2.	Ubicación del estudio.....	56
3.3.	POBLACIÓN Y MUESTRA	57

3.3.1.	La población.....	57
3.3.2.	La muestra.....	59
3.4.	EQUIPOS Y MATERIALES	60
3.4.1.	Equipos.....	60
3.4.2.	Materiales	60
3.5.	TÉCNICAS DE RECOLECCIÓN DE DATOS.....	61
3.6.	TÉCNICAS PARA EL PROCESAMIENTO DE DATOS.....	61
3.6.1.	Análisis granulométrico	61
3.6.2.	Pruebas rápidas de lixiviación.....	62
3.6.3.	Pruebas de lixiviación en botellas	62
3.6.4.	Pruebas de lixiviación, agotamiento y lavado en columnas.....	64
3.7.	ANÁLISIS QUÍMICO DE LA MUESTRA DE CABEZA	68
3.9.	VARIABLES QUE SE OBTIENEN A PARTIR DE LAS PRUEBAS.	72
4.	CAPÍTULO IV ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS.....	73
4.1.	ANÁLISIS DE RESULTADOS.....	73
4.1.1.	Análisis Granulométrico	73
4.1.2.	Prueba de lixiviación en BRT (60 ppm CN ⁻).....	75
4.1.3.	Prueba de lixiviación en CLT	77

4.2.	DISCUSIÓN DE RESULTADOS	80
4.2.1.	Límites Máximos Permisibles.....	80
4.2.2.	Lavado de cianuro	82
4.2.3.	Evaluación cinética por el modelo de núcleo reducible.....	82
4.3.	PROPUESTA DE CIERRE PARA LA PILA DE CIANURACIÓN EN LA MINA PUCAMARCA, TACNA	88
5.	CONCLUSIONES	91
6.	RECOMENDACIONES.....	92
7.	REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	93
8.	ANEXOS	96

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1	<i>Diagrama de flujo simplificado de la Planta Pucamarca</i>	<i>2</i>
Figura 2	<i>Vista panorámica de la Planta Extractiva Pucamarca.....</i>	<i>4</i>
Figura 3	<i>Ubicación de la unidad minera Pucamarca</i>	<i>5</i>
Figura 4	<i>Grafico de estabilidad Eh – pH para Au-H₂O-CN a 25°C</i>	<i>18</i>
Figura 5	<i>Efecto de la concentración de cianuro.....</i>	<i>28</i>
Figura 6	<i>Equilibrio entre HCN y CN-</i>	<i>30</i>
Figura 7	<i>Producto de la temperatura en la velocidad de disolución del Au</i>	<i>33</i>
Figura 8	<i>A 24 °C, se estudió la relación entre la velocidad de disolución del oro y la concentración de NaCN.....</i>	<i>34</i>
Figura 9	<i>Disolución del Au en medio cianuro</i>	<i>35</i>
Figura 10	<i>Potencial de las reacciones parciales de disolución del oro.</i>	<i>36</i>
Figura 11	<i>Diagrama Eh-pH CN-/HCN (pKa = 9.3).....</i>	<i>37</i>
Figura 12	<i>Distribución por alteraciones, se observa una alteración masiva para la mayoría sílice masiva.</i>	<i>40</i>
Figura 13	<i>Pareto de alteraciones</i>	<i>41</i>
Figura 14	<i>Esquema técnico-ambiental de la Planta Extractiva Pucamarca.....</i>	<i>42</i>

Figura 15	<i>Diagrama de flujo de chancado y tolva de carguío de mineral.....</i>	44
Figura 16	<i>Sistema de riego por goteo.....</i>	45
Figura 17	<i>Diagrama de flujo de adsorción en columnas</i>	50
Figura 18	<i>Diagrama de flujo del proceso de desorción</i>	51
Figura 19	<i>Flow sheet de lavado con HCL</i>	52
Figura 20	<i>Proceso de fundición y obtención de barras de dore.....</i>	53
Figura 21	<i>Plan de pruebas experimentales</i>	55
Figura 22	<i>Ubicación Geográfica de la mina Pucamarca-Minsur.....</i>	56
Figura 23	<i>Ubicación del estudio experimental.....</i>	56
Figura 24	<i>Puntos de muestreo en la plataforma de celdas de lixiviación</i>	58
Figura 25	<i>Máquina de perforación sónica</i>	59
Figura 26	<i>Muestreo por Cuarteo para pruebas experimentales</i>	60
Figura 27	<i>Preparación y Homogenizado de Mineral para el carguío de las columnas</i>	61
Figura 28	<i>Pruebas de cianuración en botellas</i>	64
Figura 29	<i>Distribución Granulométrica.....</i>	74

Figura 30	<i>Ley de oro por malla</i>	<i>75</i>
Figura 31	<i>% Extracción de Au en prueba de BRT.....</i>	<i>76</i>
Figura 32	<i>Cinética de extracción de Au en prueba de BRT a 60ppm [CN]</i>	<i>76</i>
Figura 33	<i>% Extracción de Au, en prueba de lixiviación en columnas.....</i>	<i>79</i>
Figura 34	<i>Cinética de Extracción del Au en CLT.....</i>	<i>79</i>
Figura 35	<i>CN total en la etapa de lavado de las pruebas</i>	<i>82</i>
Figura 36	<i>La regresión del modelo por difusión de la capa porosa de mineral de ganga</i>	<i>85</i>
Figura 37	<i>Control por reacción química</i>	<i>86</i>
Figura 38	<i>Control mixto (mezcla de los dos modelos anteriores).....</i>	<i>86</i>
Figura 39	<i>Desencapsulamiento del oro del mineral refractario</i>	<i>88</i>

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1	<i>Operacionalización de las variables</i>	11
Tabla 2	<i>El método de lixiviación por agitación presenta ventajas y desventajas</i>	23
Tabla 3	<i>Cantidad de oro que se disuelve en una hora</i>	29
Tabla 4	<i>Distribución según los cambios mineralógicos</i>	39
Tabla 5	<i>Análisis de químico de cada taladro sónico</i>	69
Tabla 6	<i>Análisis granulométrico de los siete taladros sónicos</i>	73
Tabla 7	<i>Condiciones de constantes experimentales de prueba - BRT</i>	75
Tabla 8	<i>Información sobre las pruebas de lixiviación en columna y sus condiciones.</i>	77
Tabla 9	<i>%Humedades registradas de las pruebas de lixiviación en columnas.</i> ..	78
Tabla 10	<i>Resumen de pruebas experimentales</i>	80
Tabla 11	<i>Cuadro de límites máximos permisibles</i>	81
Tabla 12	<i>Modelo control por difusión</i>	84
Tabla 13	<i>Control químico y control mixto</i>	85

NOMENCLATURA

Au	Oro
BRT	Botell rool test: Prueba en botella
°C	Grados centígrados
CN ⁻	Cianuro Libre
g	Gramo
g/t	Gramos por tonelada
HDPE	Polietileno de alta densidad
h	Hora
kg.	Kilogramos
kg/t	Kilogramos por tonelada
L	Litro
L/(hr-m ²)	Litro por hora-metro cuadrado
Leach Pad	Pad de lixiviación
L/S	Razón de líquido a sólido
mg	Miligramos
mL	Mililitro
m ³ /t	Metros cúbicos por tonelada
MSDS	Hoja de seguridad de materiales (Material safety data sheet)

MEM	Ministerio de Energía y Minas
ORE BIN	Contenedor de mineral
pH	Potencial de Hidrógeno
ppm	Partes por millón
QLT	Quick leach test
t/d	Toneladas métricas por día
t	Toneladas métricas
UM	Unidad minera
% Ext.	% de Extracción
CLT	Column leaching test

RESUMEN

El proyecto "Minera Pucamarca" se encuentra ubicado en la zona sur del país, específicamente en la Región Tacna, distrito de Palca, comprendiendo las comunidades de Palca y Vila Vilani - Chari Pujó. El objetivo de este trabajo de investigación es determinar el tiempo de lavado y extracción de oro remanente al cierre de la pila de cianuración de la unidad minera Pucamarca-Minsur. La metodología consistió en analizar muestras de mineral de perforaciones sónicas realizadas en celdas agotadas de la pila de cianuración, mediante análisis granulométrico, lixiviación en botellas y en columnas, seguido de un lavado. Los resultados revelaron que aún se recupera oro remanente del material ripio de la pila de cianuración. Se prepararon siete columnas para pruebas de lixiviación con NaCN a 60 ppm de concentración y a 11 L/(h·m²) de densidad de riego, obteniendo extracciones de Au arriba del 20 %. Se concluye que, el cierre de la unidad minera Pucamarca se beneficiaría con este estudio tanto en lo que respecta al impacto ambiental como a la recuperación de oro remanente y se remediaría todo el pad de cianuración.

Palabras claves: Lavado, extracción, cianuración, oro remanente.

ABSTRACT

The "Minera Pucamarca" project is located in the southern part of the country, specifically in the Tacna Region, in the district of Palca, including the communities of Palca and Vila Vilani - Chari Pujo. The objective of this research work is to determine the time of washing and extraction of gold remaining at the closure of the cyanidation heap of the Pucamarca-Minsur mining unit. The methodology consisted of analyzing samples of ore from sonic drilling in depleted cells of the cyanidation heap by particle size analysis, bottle and column leaching, followed by washing. The results revealed that remnant gold is still recovered from the cyanidation heap riprap material. Seven columns were prepared for NaCN leaching tests at 60 ppm concentration and 11 L/(h-m²) watering density, obtaining Au extractions above 20 %. It is concluded that the closure of the Pucamarca mining unit would benefit from this study both in terms of environmental impact and remaining gold recovery, and the entire cyanidation pad would be remediated.

Keywords: Washing, extraction, cyanidation, remaining gold.

INTRODUCCIÓN

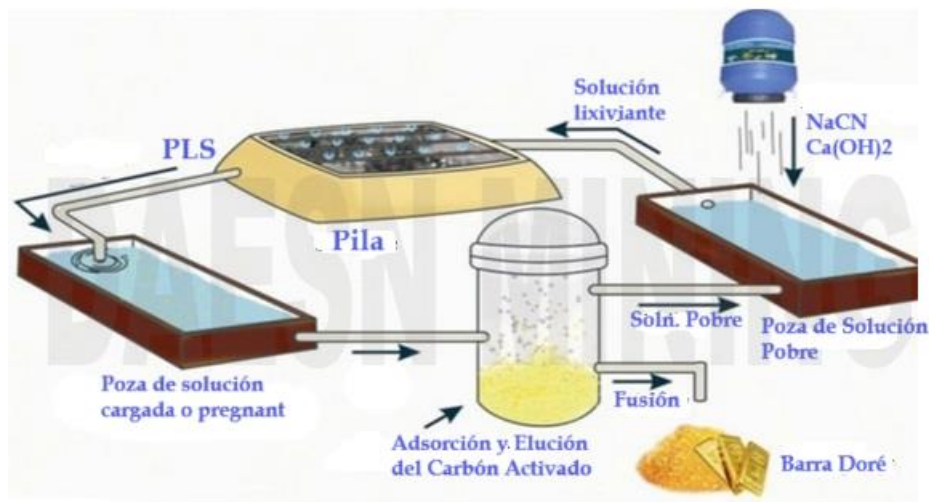
Es bastante conocido que, la mayor parte de la extracción de oro de la mena se realiza mediante la aplicación de un proceso de lixiviación alcalina con cianuro. La recuperación química del oro puede definirse mediante dos operaciones diferentes: la disolución oxidativa del oro y la precipitación reductora del oro metálico de la solución. También es sabido que, el cianuro es uno de los lixiviantes más atractivos en el actual proceso industrial de lixiviación del oro, debido a que, durante la cianuración del oro, la plata y el cobre suelen estar presentes en la solución, lo que hace que sus iones metálicos reaccionen con el cianuro (CN^-), formando así complejos (Adams, 2005). En contrario a lo expresado, es muy sabido que, el cianuro se considera un compuesto peligroso debido a su toxicidad; por ende, actualmente existe presión medioambiental por parte de diferentes grupos de todo el mundo para prohibir el uso industrial del cianuro. Esta realidad, ha conllevado que a lo largo de los años se haya investigado la sustitución de este reactivo como lixivante y se ha descubierto que existen otros compuestos potencialmente viables, como el tiosulfato, la tiourea, los haluros, diversos sistemas de sulfuro, el amoníaco, las bacterias, los ácidos naturales, el tiocianato, los nitrilos y las combinaciones de cianuro con otros compuestos (Adams, 2005). Muchos de estos procesos alternativos del oro se encuentran aún en las primeras fases de desarrollo. Un factor clave para el éxito comercial de estos lixiviantes alternativos está relacionado con la estabilidad general del lixivante y del complejo de oro en solución.

En ese sentido, cuando una unidad de producción termina su ciclo de vida productiva, es de cumplimiento obligatorio iniciar el proceso de cierre de todas las operaciones que se hayan implementado. En tal circunstancia, el cierre de mina se puede definir como un conjunto de actividades que deben implementarse durante la vida útil de la mina y planta para cumplir los requisitos medioambientales predeterminados y alcanzar los objetivos sociales posteriores a la explotación. El cierre de una mina es un proceso largo que comienza con el diseño conceptual en las primeras fases del proyecto y no termina hasta que se han cumplido regularmente una serie de objetivos de cierre

definidos. Esto es: al cerrar una planta de cianuración de oro, es crucial considerar la adecuada gestión de residuos, el tratamiento del agua contaminada, la remediación del sitio y la planificación para la reintegración de la tierra en los procesos naturales. En la Figura 1 se muestra en forma comprimida las operaciones y procesos de la Planta Extractiva de Pucamarca-Minsur.

Figura 1

Diagrama de flujo simplificado de la Planta Pucamarca



El Art. 10° del Reglamento especifica el ámbito de aplicación, los objetivos generales y los elementos de un plan de cierre de minas. Para cada proyecto se establecen metas específicas de cierre de minas, las cuales deben ser aprobadas por la autoridad competente.

El desarrollo del plan de cierre conceptual al inicio del proyecto, la realización de las actividades de cierre operativo por etapas, los estudios realizados mientras la mina está en funcionamiento para identificar las mejores técnicas que se incluirán en el plan de cierre, las actualizaciones periódicas del plan de cierre, la ejecución de las actividades de cierre final y las actividades posteriores al cierre especificadas en el plan son todas actividades que se incluyen en el cierre de una mina.

En general, los cierres de minas implican el diseño y la ejecución de diversas acciones, como el cierre, la estabilización química y física, el tratamiento de la lixiviación de metales y el drenaje ácido de minas, la recuperación o restauración del terreno, la replantación y la rehabilitación del hábitat acuático, etc. Las iniciativas sociales que atienden a las necesidades de los trabajadores de la mina y de la comunidad local también se incluyen en los cierres de minas. (MINISTERIO DE ENERGÍA Y MINAS, 2006, pág. 5)

En Pucamarca el apilamiento en pila estática crece en forma piramidal por ello hay zonas en las que ya no se puede seguir cargando material, de ahí que, estas quedan como ripios después de haber cumplido la etapa de producción, generándose una gran cantidad de mineral apilado con ley baja y que a estos podríamos denominar inventario de oro retenido en la pila.

Por ello, en este trabajo de investigación se dio un enfoque de doble beneficio con las pruebas realizadas a nivel laboratorio y plantear como un plan estratégico, recuperar el oro remanente y posterior hacer el lavado del pad de cianuración para cumplir con los límites máximos permisibles y preparar la zona de trabajo para el plan de cierre de la pila y la mina en forma conjunta. Dado que, el proceso de lixiviación en pilas para la extracción de oro, debido al tamaño grueso de las partículas de mineral, a la débil interacción con el agente de lixiviación de cianuro y a la tasa relativamente baja de lixiviación de oro, generalmente sólo es adecuado para el tratamiento de minerales de oro de baja ley, especialmente minerales oxidados de baja ley, la mayoría de los cuales pertenecen a minerales oxidados superficiales. Ello implica que, de acuerdo con un gran número de prácticas industriales, entre los minerales oxidados disponibles para la lixiviación en pilas, el oro tiene diferentes tipos de mineral, incluyendo vetas de cuarzo auríferas, brechas auríferas, rocas alteradas estructuralmente, andesita, arenisca, pórfido, roca metamórfica hidrotermal, milonita silicificada, gossan aurífero secundario, etc. El oro existente en ganga o fisuras minerales y el oro con partícula pequeña y fácil de ser expuesto, son fáciles de lixiviar en pilas. Pero esta situación no ocurre en la mina Pucamarca por el tipo de yacimiento diatrema epitermal. De ahí la importancia de este

estudio, que pretende recuperar oro remanente que se ha liberado en el tiempo de cianuración de operación normal Figura 2.

Figura 2

Vista panorámica de la Planta Extractiva Pucamarca



CAPÍTULO I

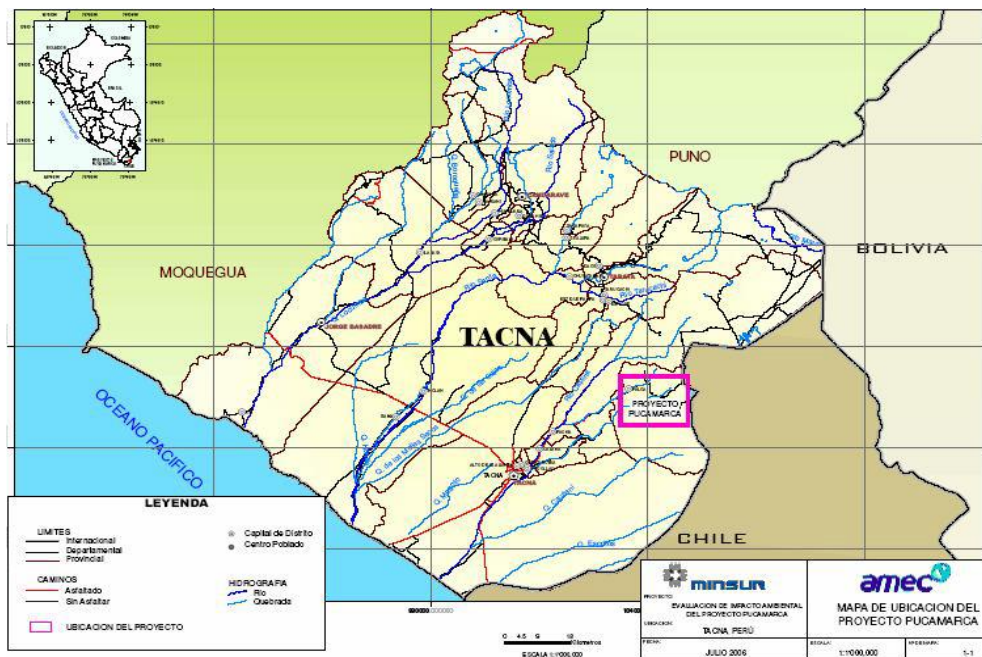
PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. ANTECEDENTES DEL PROBLEMA A INVESTIGAR

La unidad productiva, denominada Minera Pucamarca, tiene una ubicación estratégica en la zona sur del país, concretamente en la Región Tacna, Distrito de Palca, que comprende las comunidades de Palca y Vila Vilani-Chari Pujo. A una altitud promedio de 4 250 metros sobre el nivel del mar, esta zona es la referencia espacial de la región y un hito internacional ubicado entre Perú y Chile. De acuerdo a su topografía, la mina se centra en el Cerro de Pucamarca, que se encuentra a 4 576 metros sobre el nivel del mar (Figura 3).

Figura 3

Ubicación de la unidad minera Pucamarca



Nota: Ubicación geográfica de mina Pucamarca. De acuerdo a Sánchez y Cristóbal (s/f), p. 1.

SGS del Perú S.A.C. brinda servicios completos de pruebas químicas y metalúrgicas a MINSUR S.A., lo que le permite a la empresa asumir la responsabilidad total de subcontratar servicios completos de pruebas Metalúrgicas y Químicas que se desarrollan desde el muestreo del mineral, preparación de muestras, pruebas de laboratorio hasta obtención de resultados.

Es pertinente expresar que, las explotaciones mineras en una región acaban provocando cambios fisiográfico-ambientales y fenomenológicos considerables para la región y la población local. El ciclo de vida operativa de las minas puede durar décadas, pero los cambios ambientales y sociales asociados con las minas duran mucho más.

Asimismo, la naturaleza de los cambios variará de un proyecto a otro. Pueden ser positivos o negativos y afectar áreas locales o remotas. Por lo tanto, los cambios potenciales en un sitio en particular dependerán de las condiciones ambientales y socioeconómicas descritas en el plan de cierre de la mina. (MINISTERIO DE ENERGÍA Y MINAS, 2006, pág. 3)

En ese orden de ideas, la Unidad Minera Pucamarca, está próxima a terminar su ciclo de vida operativa de extracción de oro, es por ello que se debe realizar estudios como pruebas de lavado y extracción del oro remanente de la pila de cianuración para alimentar datos al plan de cierre de mina que permita su ejecución con éxito. Por tanto, el cierre de mina es la cuarta y última etapa del ciclo minero y corresponde al final del proceso minero y busca rehabilitar las áreas volviéndolos a ser compatibles con el ambiente sano y adecuado para el desarrollo de la vida.

Durante operación minería, también se implementa el cierre parcial o gradual siempre que el área de trabajo ya no esté en uso, pero en Pucamarca, toda la corona o plataforma de la pila de cianuración se encuentra operativa y se está ejecutando la ampliación de la fase cuatro. Como bien se sabe, el apilamiento en pilas estáticas crece en forma piramidal, por ello, hay zonas en las que ya no se puede seguir cargando material, por tanto, estas quedan como ripios después de haber cumplido la etapa de

producción, generándose una gran cantidad de mineral apilado con ley baja y que a estos podríamos denominar inventario de oro retenido en la pila.

Por ello, en este trabajo de investigación se dio un enfoque de doble beneficio con las pruebas realizadas a nivel laboratorio y plantear como un plan estratégico para el agotamiento del pad de cianuración y preparar la zona de trabajo para el plan de cierre de mina.

1.2. DESCRIPCIÓN DEL PROBLEMA

Las actividades de cierre de minas por etapas se consideran una prioridad. Esto se debe a que hacerlo durante todo el año operativo puede generar importantes beneficios económicos y ambientales. Un cierre por etapas es beneficioso para el medio ambiente, ya que permitirá el vertido temprano, si es posible, al mismo tiempo que se controlan los impactos ambientales futuros. Asimismo, beneficia a los propietarios al reducir los costos finales de cierre y mejorar la imagen pública. Las regulaciones de cierre de minas alientan los cierres graduales, lo que permite a los propietarios descontar el costo de asegurar el financiamiento.

En consecuencia, la mina Pucamarca contempla un cierre escalonado desde la etapa de diseño de cada componente, esencialmente un impacto físico y químico durante la fase de construcción, durante la construcción y operación, y durante toda su vida, incluyendo durante y después del cierre, tratando de asegurar la estabilidad.

1.3. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

Durante la investigación se realizaron pruebas en columnas con diferentes grados de compactación con el objetivo de conocer la extracción de oro remante, el tiempo de lavado y la eficiencia de la destrucción de cianuro, de manera similar, se evalúa la solubilidad de los metales en cianuro para tomar medidas que permitan estabilizar la geoquímica de los materiales almacenados en la pila de cianuración de la UM Pucamarca.

1.3.1. Formulación del problema principal

¿Cuál es el tiempo de lavado y extracción de oro remanente al cierre de operaciones en el pad de cianuración de la unidad minera Pucamarca-Minsur?

1.3.2. Formulación de los problemas específicos

1. ¿Cómo agotar el cianuro libre remanente en la pila de cianuración de la unidad minera Pucamarca-Minsur?
2. ¿Cómo extraer oro remanente que quedará al finalizar la operación en la pila de cianuración de la unidad minera Pucamarca-Minsur?

1.4. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN

1.4.1. Objetivo General

Estimar el tiempo de lavado y extracción de oro remanente del pad de cianuración de la Unidad Minera Pucamarca - Min sur al cierre de operaciones.

1.4.2. Objetivos Específicos

- 1 Realizar el agotamiento de cianuro libre remanente en el mineral de la pila de cianuración de la Unidad Minera Pucamarca Min sur.
- 2 Extraer el oro remanente de la pila de cianuración de la Unidad Minera Pucamarca Min sur.

1.5. JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA DE LA INVESTIGACIÓN

Esta investigación experimental fue realizada en la Unidad Minera Pucamarca-Minsur, la cual está próxima a terminar su ciclo de vida operativa de extracción de oro, por ello, es necesario realizar pruebas experimentales en busca de datos que alimenten al plan de cierre de mina, que permita ser más rentable y que, además no quede impactos negativos al medio ambiente.

Al respecto, en este proyecto de investigación se ha realizado pruebas de lixiviación al mineral ripio obtenido de la pila de cianuración, continuado de un lavado con agua de proceso alcalinizado. Esta investigación será muy beneficiosa para la Unidad Minera Pucamarca-Minsur, ya que generará ingresos económicos y también evitará impactos negativos al medio ambiente.

Asimismo, el estudio permite optimizar el tiempo de lavado, lo que a su vez mejora la eficiencia en la extracción de oro remanente de la pila de cianuración. Esto es crucial para la industria minera, ya que una mayor eficiencia en los procesos de extracción se traduce en un uso más sostenible de los recursos y una mayor rentabilidad.

De la misma forma, al estimar el tiempo de lavado y extracción de oro remanente, se contribuye a la reducción del impacto ambiental, ya que procesos más eficientes implican un menor consumo de recursos como el agua y el cianuro, así como una menor generación de residuos.

Por último, el estudio fomenta el desarrollo de nuevas tecnologías o la mejora de las existentes para el tratamiento de minerales, lo que a su vez puede tener aplicaciones en otros campos de la industria extractiva.

1.6. LIMITACIONES

Para la realización de este estudio de investigación no hubo mayores limitaciones, ya que la empresa asumió los costos económicos y contó con el equipo necesario para que esta investigación pueda lograr el proyecto planteado, únicamente en la disponibilidad del equipo perforador sónico.

1.7. VIABILIDAD DEL ESTUDIO

Este estudio resultó viable en la preparación y clasificación de muestras, disposición de los equipos en el Laboratorio Metalúrgico para las pruebas correspondientes.

1.8. FORMULACIÓN DE HIPÓTESIS

1.8.1. Hipótesis general

El lavado de la pila de cianuración de la Unidad Minera Pucamarca-Minsur, permite extraer oro remanente del mineral ya lixiviado en un tiempo determinado.

1.8.2. Hipótesis específicas

- 1 La etapa de lavado influye en la neutralización del material apilado en el pad.
- 2 En la prueba de lixiviación se logra extraer oro remanente desde el mineral ripio.

1.9. VARIABLES

1.9.1. Variable Independiente

Lavado de la pila de cianuración.

1.9.2. Variable Dependiente

Extracción de Oro.

1.9.3. Definición conceptual de la variable independiente

Lavado de la pila de cianuración. Se refiere al proceso de tratamiento de la pila de mineral cianurado con el fin de eliminar el cianuro residual y recuperar el oro remanente. Este proceso implica el uso de agua u otras soluciones para lavar la pila y asegurar que no queden residuos de cianuro que puedan ser perjudiciales para el medio ambiente. El lavado de la pila de cianuración es una etapa crítica en el cierre de operaciones de cianuración, ya que busca minimizar el impacto ambiental y garantizar el cumplimiento de las regulaciones sobre el manejo de cianuro y la protección del entorno.

1.9.4. Definición conceptual de la variable dependiente

Extracción de oro. En el contexto de la investigación, la extracción de oro toma como un indicador de la eficiencia del proceso de lixiviación y puede ser utilizada para comparar diferentes técnicas y condiciones operativas para mejorar la recuperación de oro.

1.9.5. Definición operacional de la variable

Ratios de lixiviación m³/t: Definido como la cantidad de agua requerida para la lixiviación de una tonelada de mineral.

Densidad de riego: Cantidad de caudal requerido para regar por goteo un área de metro cuadrado en una hora.

1.10. OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES

Tabla 1

Operacionalización de las variables

Variable	Dimensión	Indicador
Lavado de la pila de cianuración	Densidad de riego.	L/h-m ²
	Tiempo de lixiviación	h
	Tiempo de lavado.	d
	Concentración de cianuro.	mg/L o ppm
Extracción de oro	Disolución del Oro	%

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. ANTECEDENTES DEL TRABAJO DE INVESTIGACIÓN

2.1.1. Antecedentes internacionales

Estrada (2012) con su investigación “Diseño de procesos para recuperar oro y plata desde el depósito de relaves de minera Meridian”, sustentada en la Universidad Católica De Valparaíso Facultad De Ingeniería Escuela De Ingeniería Química, donde el objetivo de estudio fue seleccionar y evaluar técnica y económicamente las mejores líneas de producción, capaces de recuperar oro y plata de la mina Faena El Peñón de Minera Meridian, para lo cual se empleó un diseño experimental y enfoque cuantitativo, dado el tamaño del depósito de relave, las características históricas del mineral sedimentario y el costo de la perforación, se decidió perforar solo 20 pozos espaciados uniformemente en la altura total del mineral de relave de 15 metros de profundidad. Se determinó que el procesamiento adecuado del mineral de los depósitos de relaves consiste en una remolienda del mineral hasta 100 % bajo 75 μm y posterior lixiviación con solución NaCN, los resultados obtenidos por este procedimiento indican una recuperación promedio de 0,15 gramos de oro por tonelada de mineral lavado. Se pueden recuperar más de 0,38 gramos de oro por tonelada de mineral procesado, además de lo que se recupera durante la etapa de lavado del mineral. Esto representa casi el 70 % del oro presente en los relaves.

Bonilla y Martínez (2022), con la investigación “Optimización del proceso de recuperación de oro, a partir de la implementación del control de los parámetros operacionales, en las etapas de amalgamación y lixiviación en pilas, plantel Santa Isabel, Matagalpa-Nicaragua en el período de abril a noviembre 2020”. Sustentada en la Universidad Nacional Autónoma de Nicaragua, con el objetivo de optimizar el proceso de extracción de oro en el plantel Santa Isabel a partir de la implementación del control de los parámetros operacionales en las etapas de amalgamación y lixiviación en pilas. Para lo cual se empleó el diseño metodológico y al nivel de tipo de estudio es descriptivo.

La metodología se basó en realizar pruebas por amalgamación y lixiviación y adsorción con carbón activado. Como resultados se determinó que, en zonas de lixiviación en pilas, donde el mineral no ha podido ser lixiviado adecuadamente, por ende, existen más pérdidas del mineral de interés, esto a su vez arroja datos importantes, para generar mejoras en el proceso.

2.1.2. Antecedentes nacionales

Rojas y Villanueva (2018), con su investigación “Evaluación técnica y económica para la recuperación de oro de la cancha de relaves de la empresa minera Rio Chicama S.A.C. Sayapullo, La libertad”, sustentada en la Universidad Privada del Norte, con el objetivo de realizar una evaluación técnica y económica de la recuperación de oro de la mina de relaves de la empresa minera Rio Chicama S.A.C. Para lo cual se empleó un diseño experimental, la población será las 2 canchas de relave de la Empresa Minera Rio Chicama S.A.C, ubicada en el distrito de Sayapullo, la Libertad. La muestra contiene aproximadamente 164 kg de relave seleccionado de la cancha de relaves, tipo de muestreo sistemático con una masa de sedimento de aproximadamente 160 kg. Se crea un pozo de 0,5 m de ancho x 0,5 m de largo x 0,5 m de profundidad. Es decir, se colocan pozos con un volumen total de 0,125 m³ separados por 4,5 m para formar una cuadrícula de muestreo. Los resultados de la prueba de concentración mixta era el método más probable para la recuperación de oro, con el Wilfley seguido con cianuración de cola con solución de cianuro al 0,13 %, se recuperó 46,15 % de Au para una recuperación total de 84 % de Au.

Salazar y Pacheco (2019), con su investigación “Evaluación de la fuerza de cianuro en la solución de riego y la solución de drenado del mineral para mantener constante la reposición diaria de cianuro de sodio en el pad lixiviación”, sustentada en la Universidad Privada del Norte , con el objetivo evaluar la fuerza de cianuro en la solución de riego y la solución de drenado del mineral para determinar la variación de Kg NaCN/día en función del flujo diario tratado y mantener constante la reposición diaria de NaCN en el pad de lixiviación. Para la cual se empleó tipo de investigación es aplicada, del tipo experimental con diseño pre experimental. Sampieri (2010), la información

necesaria del pH y NaCN en la solución de drenado del pad de lixiviación, se tomaron muestras líquidas cada 4 horas diarias y en laboratorio químico de la empresa se procedió a la lectura de estos parámetros; los datos de los flujos en la solución de drenado se tomaron de los instrumentos instalados en línea del proceso en Planta. Los resultados mostraron que la solución liberada del pad lixiviación tenía un pH promedio de 9,89 y concentraciones de NaCN que oscilaban entre 190 y 215 ppm, con un promedio de 202 ppm. La solución de riego del mineral tiene un pH promedio de 10,84 con concentraciones de NaCN que oscilan entre 253 y 389 ppm, con un promedio de 316,50 ppm. Por lo tanto, existe una diferencia significativa entre las concentraciones de NaCN reportadas por los laboratorios químicos en función de la reposición y las calculadas en base a 1500 kg de intercambio y/o consumo. Sin embargo, el 17 de enero de 2019, el consumo había caído a 1200 kg, lo que redujo esta brecha. Por tanto, concluimos que la fuerza de NaCN promedio con la cual se riega en el Pad (NaCN calculado) es de 238,63 ppm NaCN y se puede adjuntar el consumo promedio ($238,63 - 203,63 = 35$ ppm) cuando se reponen 1.200 kg de NaCN al día.

Ponce (2017), con la investigación “evaluación de la recuperación de oro y plata en minera Tunkyro S.A.C”. Sustentada en la Universidad Nacional De San Agustín De Arequipa. Con el objetivo de evaluar la recuperación de oro y plata en Minera Tunkyro S.A.C, para la cual se utilizó el tipo de investigación es experimental y el enfoque del presente estudio es cuantitativo, se tomó muestras representativas procedente de compuesto de faja de la planta (lote), con suficiente preparación de control de calidad en el muestreo aproximadamente 5 kg para pruebas químicas y metalúrgicas, las cuales se obtuvo como resultado que a través de las pruebas realizadas. El proceso de cianuración Tunkyro Mine puede aumentar la tasa de recuperación de oro en un 5 % y plata alrededor de 30% y en las pruebas realizadas la recuperación de Au es 90.486 % y la recuperación de Plata es 78,065 %, en un tiempo de cianuración en agitación fue de 72 horas y el pH fue de 10,5.

Morales y Choque (2018), con la investigación “Optimización del proceso de lixiviación en la recuperación de oro, en minera I.R.L. unidad Cori Huarmi 2018”,

Sustentada en la Universidad Nacional Del Centro Del Perú, con el objetivo de comprender cómo se comportan metalúrgicamente los minerales cuando se someten a diversas concentraciones de curado, intervalos de reposo y contenido de cianuro sodio en el riego. Para la cual se empleó diseños experimentales factorial completa y hexagonal se modelaron y ajustaron en una ecuación matemática, para lo cual se recepcionó de Susan y Scree Slope Zone, los minerales se prepararon con un tamaño de malla de 2 pulgadas, una proporción de Susan 2 a Scree Slope 1, y el curado se inició con tres concentraciones diferentes de cianuro de sodio. 500, 1000 y 1500 ppm; con 3 tiempos diferentes y 3 concentraciones diferentes de cianuro de sodio. Como resultados finales, la fuerza de cianuro en el riego, la recuperación tiene un valor poco significativo según el análisis de varianza y la fórmula resultante. Esto también significa que debe acortar el rango de (-1/+1) a (0/+1) y trabajar entre (80 y 120 ppm) para optimizar teóricamente la lixiviación. Esto no conduce a una recuperación mejorada durante la lixiviación. En la práctica, la optimización tiene un efecto positivo cuando se trabaja desde una concentración mínima de 40 ppm hasta una máxima de 80 ppm.

2.2. BASES TEÓRICAS

2.2.1. *El oro en la tierra*

El Consejo Mundial del Oro estima que más de 6.600 años de minería y refinación humana de este metal han producido un total de 190.000 toneladas. Esto representa aproximadamente el 77 % de las reservas de oro recuperables del mundo.

Como explica The Motley Fool, la cuestión de cuánto oro queda en la tierra para la minería es si estás dispuesto a invertir en la minería. Según los datos del Consejo Mundial del Oro, las reservas de oro restantes en la tierra representan alrededor del 30 % de todo el oro extraído hasta la fecha. Unas 54 000 toneladas de oro. Agotará todas las reservas de oro en unos 20 años.

Como informó The Motley Fool, los costos de producción han aumentado con el tiempo. Eso se debe a que Barrick Gold, la primera minera de oro del mundo, aumentó

los costos de producción de \$300 la onza en 2004. En 2011, se duplicó con creces a \$630. Esta cifra siguió aumentando, llegando a \$ 800 en 2014.

Una segunda empresa, Newmont Mining, experimentó un aumento similar en los costos de producción. Y los costos solo aumentarán a medida que se agote la producción de oro asequible.

Este número podría aumentar en los próximos años si la tecnología avanza para permitir la extracción de oro en concentraciones muy bajas, o si el oro comienza a extraerse del fondo del océano o del espacio. (Pedraza, 2018)

2.2.2. Minería del oro

La minería de oro es una actividad económica relacionada con la extracción de oro de la tierra. A lo largo de la historia han existido diversos métodos de extracción de este mineral. La minería del oro ha creado procesos económicos, sociales e históricos en todo el mundo debido a su valor. La minería es uno de los motores del desarrollo en algunos países. (Wikipedia, 2022)

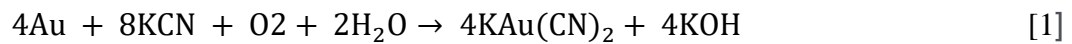
2.2.3. Concepto de lixiviación

La base del cianuro es el hecho de que las soluciones de cianuro de potasio o de sodio son solubles, dando preferencia a las partículas de metal de oro y plata sobre la mayoría de las otras sustancias que se encuentran comúnmente en los minerales. Sin embargo, hay algunos minerales que tienen un efecto negativo llamado cianicidas.

El término descriptivo general "cianuro" se utiliza con frecuencia para referirse al cianuro de sodio o NaCN. Sin embargo, las primeras investigaciones sobre el cianuro se basaban en la concentración de la solución y en el uso de cianuro potásico, así como la fórmula básica que siempre ha existido en la terminología de este químico. Cabe señalar que el radical cianógeno (CN) es realmente soluble, y los radicales alcalinos de calcio, potasio o sodio imparten estabilidad química al compuesto. (911METALLURGIST, 2017)

2.2.4. *Química de la cianuración*

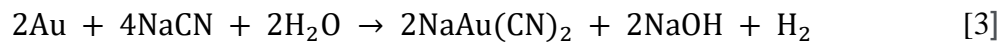
MacArthur, Forrest y Forrest (1887), describen el proceso con cianuro para extraer oro y plata de los minerales. Elsner propuso por primera vez la reacción química de disolver oro con cianuro alcalino.



Reconociendo la importancia del oxígeno en la disolución del oro, Bodlander propuso la siguiente reacción.



Janin sugiere otra de las reacciones



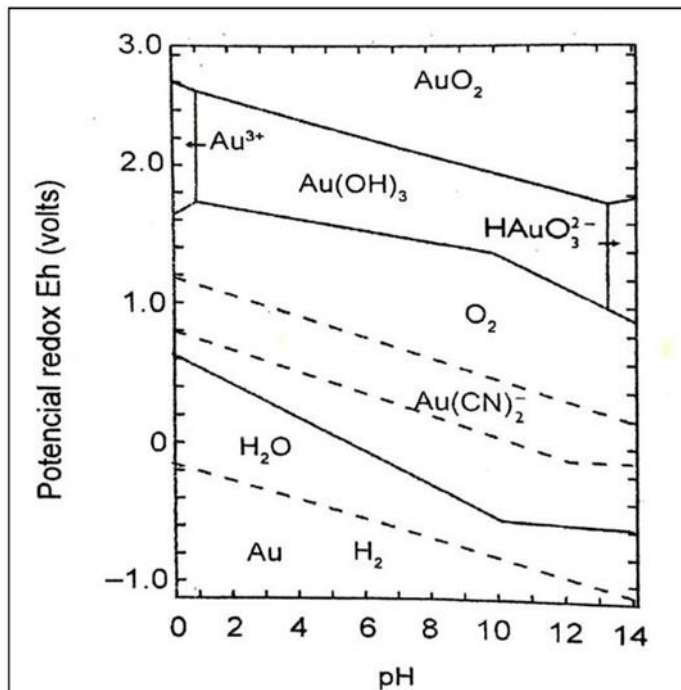
Termodinámicamente esta reacción no es posible y no se produce H_2 en el cianuro, lo que confirma la validez de la ecuación propuesta por Elsner en la que el O_2 juega un papel fundamental.

2.2.5. *Termodinámica de la cianuración de oro*

La representación clásica del diagrama de Pourbaix relaciona el potencial redox (Eh) de un metal con el pH del medio. Estos gráficos demuestran que se requieren altos potenciales redox (más altos que las tasas de descomposición del oxígeno) para la formación de compuestos como los iones $\text{Au}(\text{OH})_3$, AuO_2 , HAuO_3^{-2} y también el ion Au^{+3} . Por lo tanto, la lixiviación del oro metálico es muy difícil debido a su alta estabilidad, mostrado en la Figura 4.

Figura 4

Grafico de estabilidad Eh – pH para Au-H₂O-CN a 25°C



Nota: Gráfico E-pH de Oro. Basado en Misari. (2010).

Sin embargo, la reacción $\text{Au}(\text{OH})_2^- + e^- = \text{Au} + 2\text{CN}^-$ en el diagrama Au-H₂O-CN⁻ se produce dentro de los límites de estabilidad del agua. Una línea recta que primero tiene una pendiente elevada (causada por la hidrólisis del cianuro a niveles de pH inferiores a 9) y posteriormente se aplana debido a la acción oxidativa del complejo aurocianuro limita la zona de estabilidad del compuesto. Esto hace que la reacción de filtración sea eficiente en la formación de aurocianuros. En la misma gráfica, el compuesto es Au(OH)₃, Au⁺³, y HAuO₃²⁻ se reducen cuando se añade cianuro. (Misari. 2010)

2.2.6. Cinética de la cianuración del oro

La disolución de oro por cianuro es un proceso de corrosión electroquímico que involucra reacciones heterogéneas que ocurren en la interfaz entre las regiones del ánodo y el cátodo. La difusión de CN⁻ en la superficie regula la corriente anódica. Por otro lado,

La velocidad de difusión del oxígeno controla la corriente catódica. Al aumentar la agitación, las velocidades de difusión de los iones oxígeno y cianuro alcanzan el estado estacionario y son proporcionales a sus concentraciones en la solución.

$$C_{Corrosion} = K_{ia} = K_{lc} \quad [4]$$

La relación entre las concentraciones de CN^- y O_2 es significativa en los procesos controlados por difusión.

En otras palabras, la corriente de corrosión o la densidad de corriente afectan directamente a la rapidez con que se disuelve el oro. Varios estudios han demostrado que los siguientes factores pueden afectar a la rapidez con que se disuelve el oro:

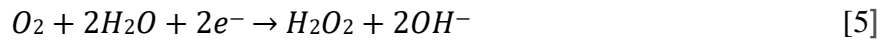
1. Tasa de difusión de oxígeno a través de la capa límite.
2. Celeridad de difusión del cianuro.
3. Pasivación de superficies de Au.

La relación entre las concentraciones de CN^- y O_2 se vuelve significativa si el proceso está regulado por difusión.

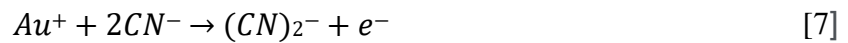
- 1 El único factor que afecta a la velocidad de disolución a bajas concentraciones de cianuro es el cianuro.
- 2 A bajos niveles de oxígeno, la velocidad es independiente de la concentración de cianuro y proporcional al nivel de oxígeno. A $(CN^-)/(O_2)=6$, se alcanza el límite teórico de velocidad.

Cuando el oro se disuelve en cianuro y oxígeno dentro de una célula electroquímica, se producen las siguientes reacciones (Habashi, 1966):

Área catódica

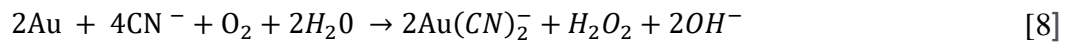


Área anódica

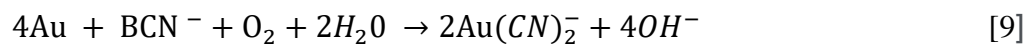


De las dos reacciones mencionadas se puede deducir que el oro se disuelve según las dos reacciones siguientes:

Ecuación Boonstra



Ecuación Elsner



Según la teoría de Finkelstein, la mayor parte del oro se disuelve con la primera ecuación y en menor medida con la segunda. (Misari Ch, 2010)

2.2.7. Métodos de Lixiviación

En la industria, existen varios métodos para extraer metales de minerales mediante soluciones acuosas selectivas. Una solución que permite la purificación o concentración de estos metales. (Treybal, 1988)

Estos métodos incluyen in situ (o vertedero): lixiviación microbológica o biológica, in situ (o en vertedero), en pilas, percolación, agitación. La agitación y la biolixiviación ofrecen mejores recuperaciones y periodos de explotación más rápidos que otras técnicas, aunque cada proceso presenta ventajas e inconvenientes. En cuanto a los agentes lixiviantes, es importante determinar la velocidad a la que se expone el agente lixiviante, teniendo en cuenta su afinidad y solubilidad con el metal recuperado (Céres y Joly, 2007).

A la hora de elegir el método de lixiviación se tienen en cuenta las siguientes consideraciones:

- 1 Características físicas y químicas de los minerales.
- 2 Propiedades de los minerales.
- 3 El metal valioso se disuelve durante la fase acuosa.
- 4 La cinética de la reacción.
- 5 La capacidad de tratamiento.
- 6 La adecuación operativa.
- 7 La potencia de tratamiento.
- 8 Los depósitos de mineral.
- 9 Los gastos de capital y de explotación.

Entre las técnicas de lixiviación más típicas se encuentran:

2.2.7.1. Lixiviación en Montón o Pila

Muchos yacimientos minerales minúsculos solían considerarse poco rentables. Debido a la dificultad del proceso de molienda, el mineral de mala calidad no se vierte de forma económica, que puede ser de naturaleza secundaria y terciaria si se usa más que el tamaño, después de la molienda terciaria a un tamaño cercano al 100 % -3/8". En algunos casos, se utiliza un tamaño de 100 % -1/4".

En algunos casos, si hay partículas finas presentes, se sugiere agrupar las partículas más finas para restaurar la filtración a la capa mineral deseada. Además del agua durante

la filtración, Au, Ag, Cu, se usa para agregar soluciones ácidas y/o alcalinas con minerales tales como. Para mejorar la cinética de lixiviación, incluso se puede aumentar la concentración de cianuro. Para lograrlo con mayor eficacia, se debe hacer rotar las propias partículas húmedas. Esto permite que la coercitividad de las tensiones externas coincida con la etapa de montaje a través de un puente llamado puente.

Los "péndulos" y los "embudos" mantienen estas partículas en pares para facilitar la recolección y el transporte. Se puede observar que, una vez formada la pila de lixiviación, la capa amortiguadora retiene la mayor parte de los beneficios de la alta capacidad de filtración (tanto de líquidos como de gases) y en principio acomoda el producto poroso que se forma al momento de la aglomeración. (Misari Chuquipoma, 2010)

2.2.7.2. Lixiviación por Agitación

Los minerales finamente pulverizados se agitan durante todo el proceso de lixiviación, lo que aumenta la superficie de contacto con la solución de lixiviación. Para la extracción de minerales de alto valor comercial, como cobre, oro y plata, se emplea este proceso. El objetivo de este proceso es lograr una mayor resiliencia en menor tiempo. (Dominique, 2001)

La agitación se puede lograr mediante:

- 1 **Agitación mecánica.** Se utiliza una hélice (paleta o paleta plana) en el fondo del tanque para agitarlo y que pueda girar continuamente (Ramírez y Martínez, 2014).
- 2 **Agitador neumático.** Se realiza en el interior de un tanque vertical, cilíndrico, con fondo cónico y puerto de inyección de aire comprimido (Boni, 2018).

Ambos procesos mantienen la suspensión de los minerales hasta su total desintegración. Los sistemas de lixiviación agitada favorecen la cinética de reacción

porque pueden utilizar reactivos oxidantes muy potentes y se ven afectados por variables como la temperatura y la agitación (Dominic, 2001).

Tabla 2

El método de lixiviación por agitación presenta ventajas y desventajas

Ventajas	Desventajas
Alto factor de interés recuperaciones	Algunos materiales pueden necesitar
Mayor velocidad cinética de extracción.	tratamientos previos de reducción de tamaño.
Proceso continuo con potencial de automatización	Altos costos de inversión y operación

Nota. Basado en Dominic (2001).

2.2.7.3. Lixiviación en Botaderos

Se basa en la filtración de balasto, estéril y estéril de minas a cielo abierto, gracias a leyes bajas como. $< 0,4\%$ Cu, no tratar convencionalmente. Generalmente, el tamaño de este material "run of mine" se deposita sobre una superficie con baja permeabilidad, y la solución se filtra a través de la capa por gravedad. Suelen tener un gran porcentaje, justifican una baja inversión y son económicos de operar. Sin embargo, su recuperación es generalmente baja (p. 40-60% Au), se necesita más tiempo para extraer todos los metales. (Dominic, 2001)

Estas soluciones generalmente vienen en forma, productividad y bajos costos operativos. Por favor, destaque las siguientes razones:

- 1 Algunas rocas son de mayor tamaño, por ejemplo, más de 1 m.
- 2 Menos pasajes de aire en el cuerpo.
- 3 Usar equipo pesado para compactar el área.
- 4 Absorción de lecho mínima y sin formación de sedimentos (yeso).

- 5 La canalización extrema de la solución es facilitada por proporciones variables de materiales en la descarga. (Gonzales, 1994)

2.2.7.4. Lixiviación In-Situ

El fundamento de la lixiviación en el lugar (in situ) es la disolución directa de minerales extraídos sin necesidad de extracción. Se pueden encontrar dos vías de lixiviación en el sitio, dependiendo de la distancia del mineral a la capa freática.

Gracias a estos bajos costos de inversión, es una tecnología que se considera económica ya que tiene el potencial de recuperar metales de materiales de baja calidad que de otro modo no se podrían extraer.

2.2.7.5. Lixiviación en Bateas

La lixiviación de bateas o estanque se define como el proceso de sumergir hasta 0,0254 m (-1") de mineral fino en cianuro usando tanques grandes capaces de contener miles de toneladas de mineral. Mejora del proceso de recuperación de oro probado por el propósito de la lixiviación de oro en barriles es reducir el tiempo de lixiviación y aumentar el contenido de oro y la extracción de la solución de dispersión en comparación con otros modelos de lixiviación. A pesar de la ventaja de la humectación efectiva de toda la superficie del mineral, este proceso rara vez se usa debido a los altos costos de inversión asociados con el fondo de las líneas onduladas.

2.2.7.6. Lixiviación microbiana o biolixiviación

Los microorganismos se utilizan en la lixiviación microbiana, también conocida como biolixiviación, para recuperar metales como uranio, cobre, zinc, níquel y cobalto (Domic, 2001). Aquí se produce una disolución mineral natural gracias a la acción de las bacterianas (principalmente *Thiobacillus ferrooxidans*) que oxidan los sulfurados, permitiendo la liberación de las valencias metálicas que contienen. El contacto directo o indirecto puede provocar este proceso. Una solución ácida que contiene metales disueltos es el resultado de la biolixiviación (Domic, 2001). Las diferentes características

microbiológicas de las comunidades microbianas pueden potenciar o disminuir su eficacia. En este contexto, debe tenerse en cuenta lo siguiente:

- a) Capacidad de oxidación del tipo de contaminante a tratar;
- b) pH y temperatura de crecimiento
- c) potencial de contacto con o sin exposición al oxígeno.

2.2.8. Agentes lixiviantes

Los productos químicos conocidos como agentes de lixiviación tienen la capacidad de disolver selectivamente uno o más componentes que se encuentran en sólidos o líquidos. La elección de estos agentes depende de una serie de variables, como la accesibilidad, el precio, la estabilidad química, las características de corrosión y la selectividad. El último elemento es el más crucial, ya que determina lo bien que el agente disuelve el metal tratado. (Vásquez, 1985)

Los agentes lixiviantes se clasifican en ácidos y bases y se pueden seleccionar según los contaminantes a tratar.

2.2.8.1. Ácidos

En general, los agentes lixiviantes se utilizan en óxidos metálicos naturales, como el óxido de zinc, el óxido de cobre y el óxido de estaño.

Los tipos de lixiviados ácidos que se utilizan con más frecuencia incluyen:

2.2.8.1.1. Ácido sulfúrico (H_2SO_4)

Debido a su bajo coste, disponibilidad, facilidad de manejo y propiedades químicas, es el agente de lixiviación más utilizado en los procedimientos de lixiviación (Simpson, 2003).

Se utiliza sobre todo para recuperar metales como el zinc, el cromo, el níquel, el cobre y el níquel.

2.2.8.1.2. *Ácido clorhídrico (HCl)*

Es el segundo agente de lixiviación más popular. Además de otras ventajas, se distingue por su alta solubilidad, bajo coste y disponibilidad. También es reconocido por ser un ácido extremadamente potente que se disocia totalmente en el agua. El níquel, el cadmio y el zinc se recuperan con frecuencia utilizándolo. (Instituto de Hidrología Metrología y Estudios Ambientales, s.f.)

2.2.8.1.3. *Ácido nítrico (HNO₃)*

Dado que interactúa como agente oxidante con la mayoría de los metales, se utiliza frecuentemente como reactivo en operaciones metalúrgicas. Normalmente, se emplea para adquirir oro y plata. (EcuRed, s.f.)

El ácido acético, el ácido perclórico, el ácido cítrico, el ácido férrico, el ácido carbónico y el cloruro férrico son otras sustancias ácidas que se emplean.

2.2.8.2. Básicos

En los procedimientos de lixiviación para extraer cobre, oro y plata se utilizan con frecuencia agentes lixiviantes básicos.

Los más empleados son:

2.2.8.2.1. *Amoníaco (NH₃)*

Esta sustancia se disuelve fácilmente en agua. Destaca por su capacidad de ceder electrones al hidrógeno y la lixiviación de metales mediante la creación de compuestos (Instituto Español de Tecnología Geomínera, 1991).

2.2.8.2.2. *Cianuro (CN⁻)*

Se considera un lixivante fundamental para disolver minerales de cobre. En la industria se le conoce como extractor de oro y plata (el proceso se conoce como cianuro

de oro y plata). Pero es extremadamente venenoso y perjudicial para la salud humana (ITGE, 1991).

2.2.9. Principales factores que afectan la disolución del oro

2.2.9.1. Tamaño de Partícula

Los minerales, si están contenidos en Au bruto libre, generalmente se separan mediante métodos gravimétricos y de molienda hidráulica antes del tratamiento con cianuro. De lo contrario, la parte gruesa no podrá disolverse por completo en el tiempo estimado en que ocurre esta etapa de disolución.

Una nueva alternativa para reducir el tamaño de estas partículas de oro es pasar por el proceso de molienda o clasificar el mineral de oro, a menudo en un perimetro cercado, dejando que las piezas de oro en bruto de tamaño reducido se derramen fuera del clasificador.

De hecho, el material es cianurado por debajo de malla 140 con buenos resultados. La velocidad de liberación de las partículas de oro aumenta y la solubilidad aumenta al disminuir el tamaño de las partículas.

Valga como ejemplo, una partícula de oro (45 μ de grosor) tarda menos de 12 horas en disolverse, mientras que una partícula de 150 μ de grosor tarda unas 48 horas en disolverse. La plata metálica, por otro lado, duplica el tiempo de fusión. (Misari Chuquipoma, 2010)

2.2.9.2. Efecto de la Densidad de Riego

La densidad de riego es un factor que influye en los índices de lixiviación del mineral. A medida que el cianuro impregna el mineral, el aumento de la densidad de riego acelera el ritmo de disolución del oro. Sin embargo, si la densidad de riego es muy alta, la capa del pad de lixiviación se encharcará y el impacto de dilución reducirá el contenido de oro. Por otra parte, la reducción de la densidad de riego reduce la tasa de disolución de

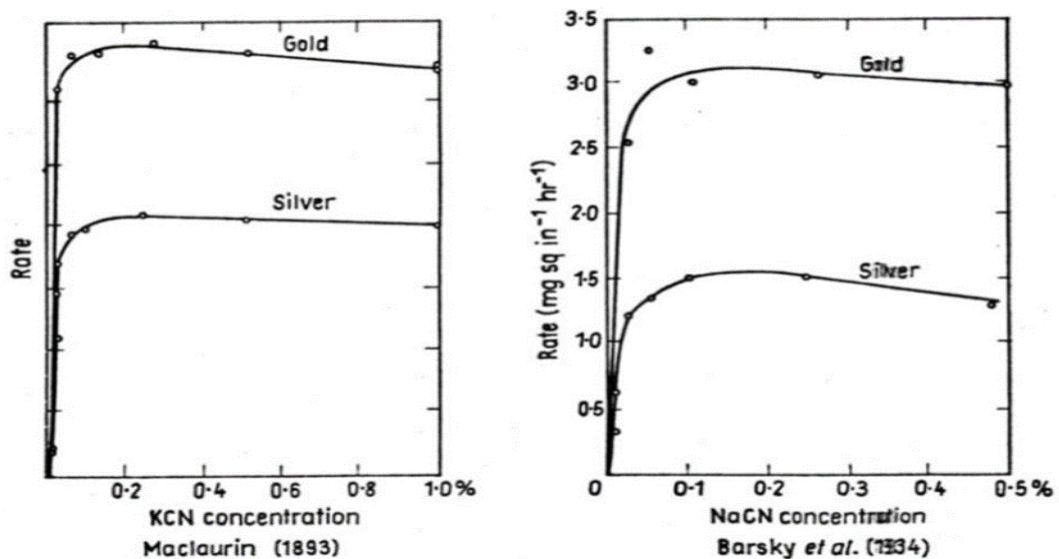
oro porque es menos probable que el cianuro penetre en el mineral debido a la tasa de lixiviación más lenta.

2.2.9.3. Concentración de Cianuro

El cambio de una solución diluida a una concentrada aumenta la solubilidad del oro en la solución de NaCN. La solubilidad es muy baja por debajo del 0,005 % de NaCN, aumenta rápidamente con el 0,01 % de NaCN, luego se ralentiza y alcanza un máximo con el 0,25 % de NaCN. El porcentaje más efectivo es 0,05-0,07 % NaCN. Por lo general, Para el tratamiento del mineral de plata, la concentración de CN es del 0,3 %, y para el tratamiento del mineral de oro, es del 0,05 % de NaCN. Las concentraciones de NaCN para concentrados de oro y plata oscilan entre el 0,3 % y el 0,7 %. Aunque también se utiliza KCN, el NaCN se emplea con más frecuencia en el proceso de cianuración. Presumiblemente, debido a las diferentes técnicas utilizadas para la determinación experimental de los resultados, la mayor velocidad de disolución del oro se debe a un amplio rango en la concentración de la solución (Figura 5).

Figura 5

Efecto de la concentración de cianuro



Nota. Sistema de disolución de la plata. Basado en (Maclaurin, 1893) y (Barsky et al. 1934).

La hidrólisis del cianuro es lo que provoca la reducción de la velocidad de disolución a altas concentraciones de cianuro que se produce por el aumento del pH en la solución.



En función del entorno mineralógico de la mena a tratar, una solución de cianuro adecuada para disolver una elevada proporción de oro. Generalmente las plantas de cianuro de oro emplean soluciones de NaCN al 0,02 % o al 0,03 %.

Si el mineral contiene grandes cantidades de plata, la concentración de cianuro suele ser mayor, entre 0,10 % y 0,25 % de NaCN.

Muchos autores argumentan que la solubilidad del cianuro no debería depender del catión, quizás del anión concentrado CN^- .

Julián y Smart comparan los efectos de disolución del cianuro de potasio, sodio, calcio, magnesio, bario y estroncio en plata y oro. Por lo tanto, encontramos que el efecto de dilución era independiente de la presencia de radicales alcalinos y solo se correlacionaba con la medida de radicales CN. Como estándar, 1 mol de cianuro de calcio (92 g $\text{Ca}(\text{CN})_2$) puede disolver tanto Au o Ag como 2 mol de cianuro de sodio (98 g NaCN).

Tabla 3

Cantidad de oro que se disuelve en una hora

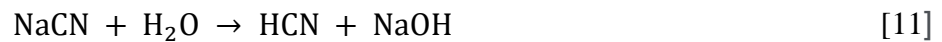
NaCN en solución (%)	Au disuelto en 1 hora (mg/cm ²)
0,5	2,943
0,25	3,007
0,1	2,986
0,05	3,251
0,025	2,513
0,01	0,338

Nota. Disolución de oro con cianuro. Basada en (Misari Chuquipoma, 2010)

2.2.9.4. Alcalinidad – pH

Cualquier proceso de cianuro debe mantener un cierto nivel de alcalinidad (pH 10,0 o 10,5 para minerales de oro, pH 11,0 o 11,5 para minerales de plata). Diferentes álcalis como la cal apagada $\text{Ca}(\text{OH})_2$ o la cal viva (CaO) están disponibles por costo y facilidad de manejo. Hay muchas razones para hacer esta reacción relativamente básica. Por ejemplo:

1. Evitar las pérdidas de cianuro relacionadas con la hidrólisis, o equivalente a:

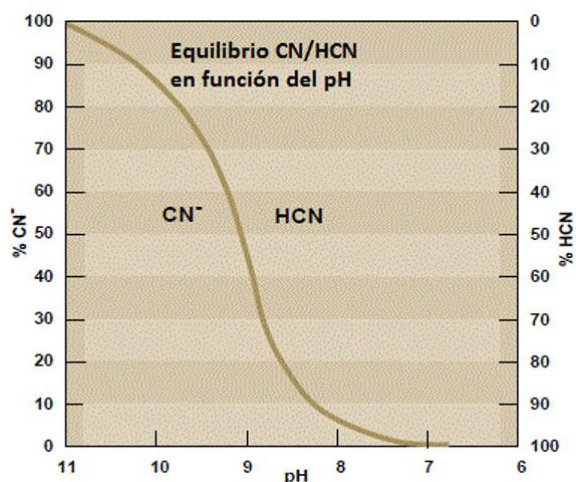


Brevemente,



Por razones prácticas, ocurre a $\text{pH} < 10$. Esta es la razón más sensible no solo desde el punto de vista del costo debido a las pérdidas del agente de lixiviante, sino también debido a la toxicidad del gas HCN

Figura 6
Equilibrio entre HCN y CN^-



Nota. Basado en (Scott e Inglés, 1981).

Advertencia de la disminución de cianuro por acción del dióxido de carbono (en el aire):

2. El impacto del Ca(OH)_2 es equilibrar la cantidad de ácido carbónico



producido, volviendo inerte al Na_2CO_3 en el proceso.

3. Antes de ser introducido en el ciclo del cianuro, equilibra elementos ácidos como el sulfato de magnesio, el hierro y las sales férricas presentes en el agua.
4. La composición ácida de este mineral se equilibra con los agregados ácidos que se producen debido a la descomposición de varios minerales en la mena.
5. Mejora el proceso de extracción de ciertos minerales como el telurio, "plata roja". Se descompone mucho más rápido dependiendo del nivel de alcalinidad. En diferentes situaciones y para fines específicos, se utilizan diferentes álcalis, principalmente NaOH o soda cáustica, y Na_2CO_3 o carbonato de sodio, para lograr una alcalinidad media. Esta alcalinidad no debe ser demasiado alta y debe mantenerse dentro del llamado rango de "alcalinidad protegida".

La razón para evitar el exceso de alcalinidad es que un $\text{pH} > 12$ ralentiza la reacción. Esta reacción fue analizada por Barsky y su equipo para comparar el Ca(OH)_2 y el NaOH agregados a diferentes grados de alcalinidad.

Se prefiere Ca(OH)_2 sobre NaOH ya que es un mineral de sulfuro de Au y Ag. Este último produce más sulfocianuro (CNS^-) y contamina esta solución.

El alto contenido en Ca(OH)_2 de esta mezcla facilita la absorción de CO_2 del aire, por lo que conviene evitar el uso de cal. Este derivado de CaCO_3 obstruye la tela del filtro y necesita ser reemplazado con mayor frecuencia. Asimismo, durante la precipitación con

zinc se forma $Zn(OH)_2$ (por su alta alcalinidad), produciéndose un precipitado blanco que es perjudicial para la recuperación de oro y plata en esta mezcla. (Misari Chuquipoma, 2010)

2.2.9.5. Tiempo de cianuración

En él influyen numerosas variables, como la composición mineral, el tamaño de las partículas de oro y plata, la velocidad de liberación, el contenido de cianuro en la solución y la temperatura ambiente. (Misari Chuquipoma, 2010)

2.2.9.6. Efecto del oxígeno en la tasa de disolución del oro

En circunstancias típicas de cianuro, el oxígeno, un agente oxidante, es necesario para provocar la disolución del oro. En soluciones de cianuro, la velocidad a la que se disuelve el oro está inversamente relacionada con la velocidad a la que se disuelve el oxígeno.

La concentración de cianuro puede regularse con bastante facilidad, pero la de oxígeno no, ya que es poco soluble en agua a 25 °C sobre el nivel del mar. Su capacidad de disolución es de 8,2 mg de O_2 por medio litro (0,082 g/litro). Este es el fundamento de la teoría según la cual los fenómenos de transporte gobiernan el proceso de cianuración. Mientras que añadir cianuro es sencillo, gestionar el oxígeno en la solución es todo un reto.

Los valores experimentales y prácticos indican que la relación $[CN^-]/[O_2]$ debe estar cerca de 6 para maximizar la tasa de disolución de oro. (Misari Chuquipoma, 2010)

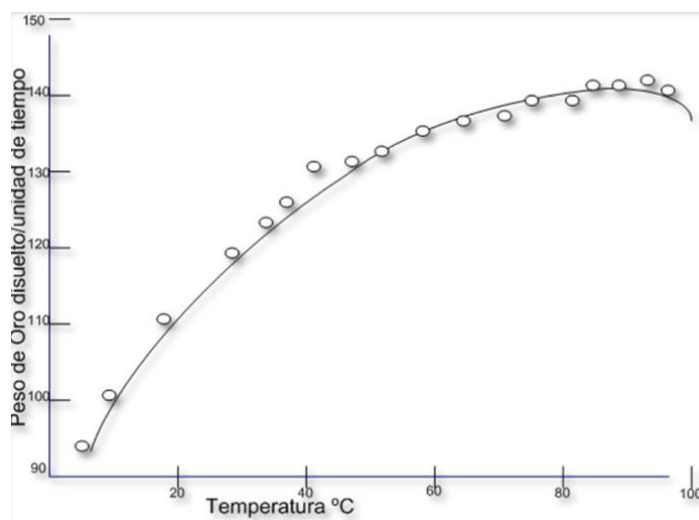
2.2.9.7. Efecto de la temperatura

El efecto contrario que influye en la disolución se produce cuando se aplica calor a una solución de cianuro en contacto con oro metálico. La velocidad a la que se disuelve el oro aumenta al aumentar la temperatura; sin embargo, al aumentar la temperatura, disminuye la solubilidad de los gases, lo que se traduce en una reducción de la cantidad de oxígeno disuelto en la solución. Por tanto, debe existir una temperatura perfecta para

conseguir el mayor nivel de disolución. Según las investigaciones, esta temperatura es de 85°C. El elevado coste de utilizar soluciones calientes para la extracción de oro hace que no sea deseable en la vida real. Ver Figura 7.

Figura 7

Producto de la temperatura en la velocidad de disolución del Au.



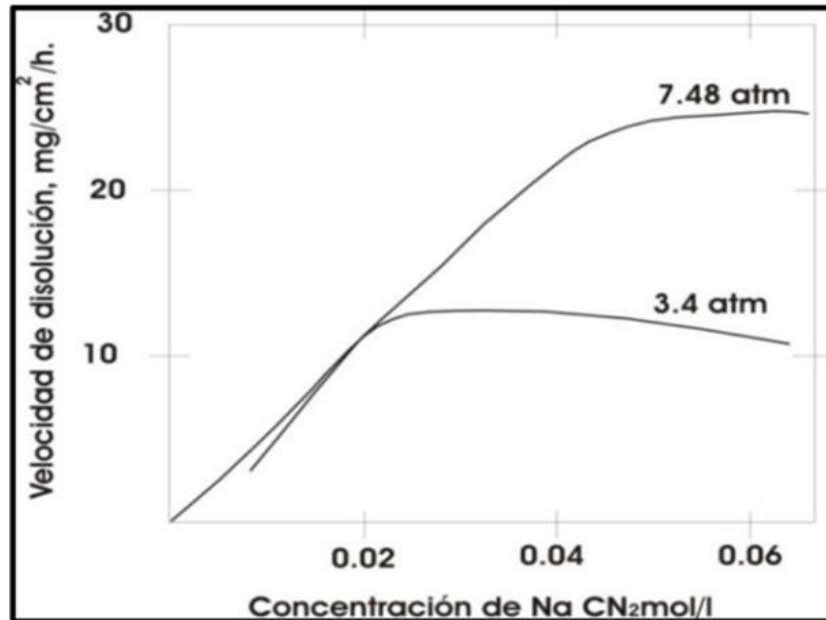
Basado en Chahuayo, E., y Marquez, A. (2012).

2.2.9.8. Efecto de la concentración de oxígeno

En condiciones normales de cianuro, se debe usar oxígeno o agentes oxidantes para disolver el oro. Con diversos grados de eficacia, en el pasado se han empleado agentes oxidantes como el peróxido de sodio, el permanganato de potasio, el dióxido de manganeso, el bromo y el cloro; pero, debido a su elevado coste y complejidad, ya no se utilizan. Por otro lado, la falta de conocimiento y comprensión de las reacciones involucradas en el cianuro y el impacto de la composición mineral han demostrado que la aireación adecuada produce buenos resultados como oxidante químico. El oxígeno es un elemento esencial en el proceso de disolución del oro. La atmósfera es la fuente de oxígeno utilizada en el proceso de cianuro.

Figura 8

A 24 °C, se estudió la relación entre la velocidad de disolución del oro y la concentración de NaCN.



Nota: Basado en Domic. 2001.

2.2.10. Mecanismo de la cianuración

Elsner ideó el siguiente procedimiento general de disolución del oro en 1846, utilizando una solución acuosa de cianuro y oxígeno:



Esta reacción es un ejemplo de reacción heterogénea con tres fases:

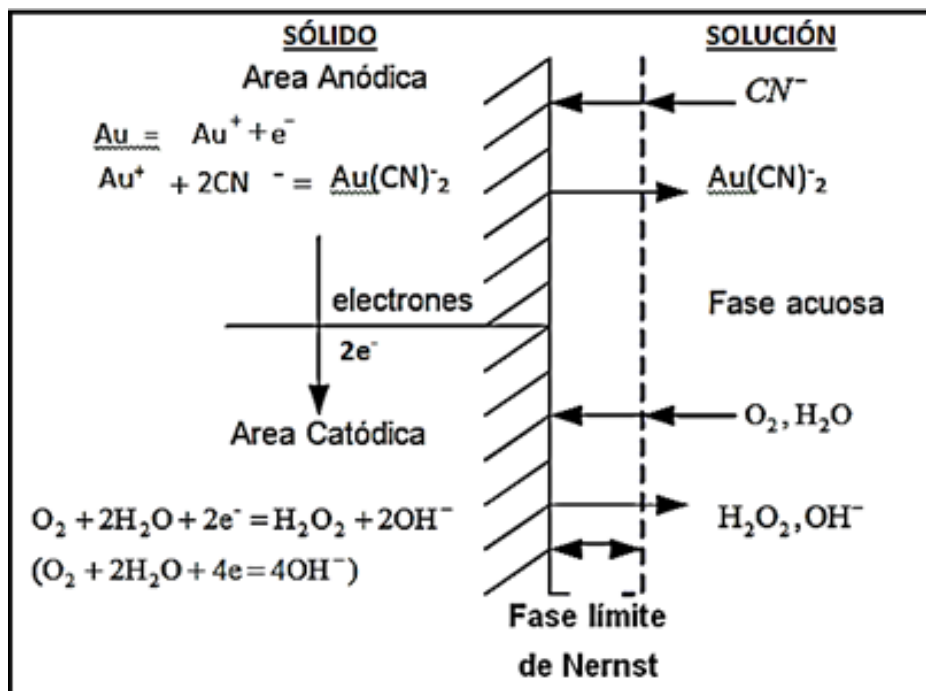
1. Fase sólida: Oro metálico
2. Fase líquida: Agua con sales de cianuro disueltas
3. Fase gaseosa: oxígeno

A continuación, se describen los pasos que componen la conversión de reactivos en productos en el proceso de cianuración:

La reacción electroquímica mostrada en la Figura 9 comienza con la absorción de oxígeno en la solución, seguida del transporte de cianuro y oxígeno disueltos a la interfase sólido-líquido, el transporte de los reactantes al interior del sólido a través de poros o canales y, finalmente, la absorción de cianuro y oxígeno en la superficie del sólido. El tránsito de los productos de la interfase fluido-sólido a la solución se produce tras la desorción del complejo soluble oro-cianuro y otros subproductos de la reacción.

Figura 9

Disolución del Au en medio cianuro.

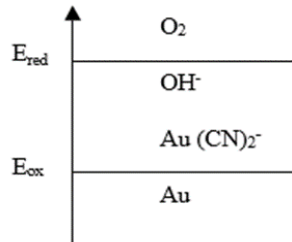


Nota. Basado en (Marsden & House, 2006).

Según la teoría termodinámica, el proceso de disolución del oro se produce cuando el E_{red} del oxígeno disuelto tiene un mayor potencial de reducción que el E_{ox} del oro de oxidación, como se ve en la Figura 10.

Figura 10

Potencial de las reacciones parciales de disolución del oro.



Nota: Basado en (Germán Cáceres, 1993).

Cátodo (+):



$$E^\circ = 0.4 \text{ V}$$

$$E_{red} = 0.4 + \frac{0.06}{4} \log \frac{P_{\text{O}_2}}{\text{OH}^{-04}}$$

Ánodo (-):



$$E^\circ = -0.6 \text{ V}$$

$$E_{ox} = 0.6 + 0.06 \log \frac{\text{Au}(\text{CN})_2^-}{\text{CN}^{-02}} x$$

Como se necesita que $E_{red} > E_{ox}$, se obtiene:

$$0.4 + \frac{0.06}{4} \log \frac{P_{\text{O}_2}}{\text{OH}^{-4}} > -0.6 + 0.06 \log \frac{\text{Au}(\text{CN})_2^-}{\text{CN}^{-2}}$$

$$\log \frac{P_{O_2} CN^{-2}}{OH^{-4} Au(CN)_2^-} > -17$$

Las siguientes son las circunstancias termodinámicas ideales para la disolución del oro:

1. Una alta presión parcial de oxígeno
2. Niveles mínimos de cianuro

Baja concentración de iones OH⁻ (pH moderadamente alcalino) Sin embargo, las condiciones industriales del cianuro son:

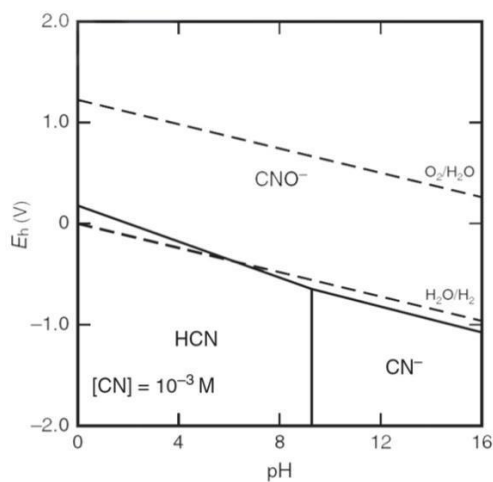
1. Presión parcial de oxígeno constante (0,21 atm)
2. Niveles mínimos de cianuro
3. pH alto

Dependiendo de la reacción, estos dos últimos requisitos tienen por objeto impedir que el cianuro se hidrolice y luego se evapore.



Figura 11

Diagrama Eh-pH CN⁻/HCN (pKa = 9.3).



Nota. Aunque el cianuro es termodinámicamente inestable en el agua, puede vivir en ella debido a la lentitud con la que se oxida a CNO^- . Basado en Germán Cáceres, 1993.

2.3. DESCRIPCIÓN DE LA MINERALIZACIÓN UM PUCAMARCA

La mineralogía observada en los yacimientos se presenta en dos formas: metales nobles en fase óxido y sulfuros. La mineralización que contiene sulfuros se presenta principalmente en el cerro llamado el Caldero, por otro lado, el 90% de los minerales oxidados se obtienen alrededor del Cerro Checocollo.

La mineralización de sulfuros en Cerro Checocollo ocurre en forma de acuíferos asediados de bornita, calcosita, covelita y pirita menor. Especialmente cuando la cantidad de material encontrado en el testigo de perforación no supera los 12,5 mm por sección, esta circunstancia es poco frecuente. La presencia de sulfuros de cobre eleva el valor del oro, ya que indica una extensa mineralización de sulfuros que oxidaría y reordenaría la reserva de oro.

Estos elementos son típicos de los yacimientos epitermales, siendo menos abundantes el cobre, el oro y el molibdeno en el sistema de pórfido. Sin embargo, se reconoce que hubo, en principio, un ciclo de temperaturas más altas en el que los sulfuros de hierro y cobre se depositaron de manera intermitente y limitada, particularmente con la litología del volcán Huilacollo, pórfido andesítico, brecha híbrida (en ocasiones tufo - brecha). La fase depositacional habría sido oxidada y parcialmente destruida en por el afloramiento de soluciones hidrotermales que iniciaron la deposición de oro y plata. No se observa emparejamiento en pórfido de sulfuro-cuarzo o tufisitas.

En general, cabe destacar que la mineralización de metales preciosos como la plata y el oro se produce durante una fase deposicional que tiene lugar a una temperatura inferior a la fase sulfurosa y se caracteriza por la acumulación de oropimente, oro libre, cinabrio, azufre natural y rejalgá. Esta sustancia destaca porque es un buen ejemplo de un entorno epitermal en el que la plata nativa y las sulfosales, junto con el oro (electrum), pueden encontrarse juntos ocasionalmente.

Así, en ocasiones se encontró plata en Checocollo en forma de sulfosales o acantita. En ocasiones esta correlación con el oro se da de forma directa, aunque puede darse de forma independiente, sobre todo en la zona marginal (se registran valores de hasta 60 ppm de Ag). (Cerón F. T. 2010)

Tabla 4

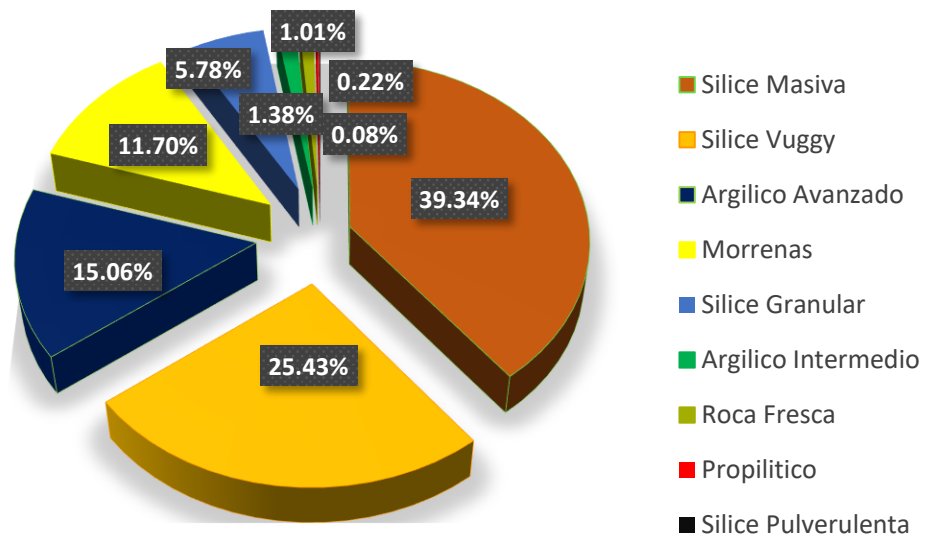
Distribución según los cambios mineralógicos

ALTERACIÓN	%
Sílice Masiva	39,34
sílice Vuggy	25,43
Argílico Avanzado	15,06
Morrenas	11,70
Sílice Granular	5,78
Argílico Intermedio	1,38
Roca Fresca	1,01
Propilitico	0,22
Sílice Pulverulenta	0,08
Total, general	100.00

Nota. Informe interno de Geología -Minsur.

Figura 12

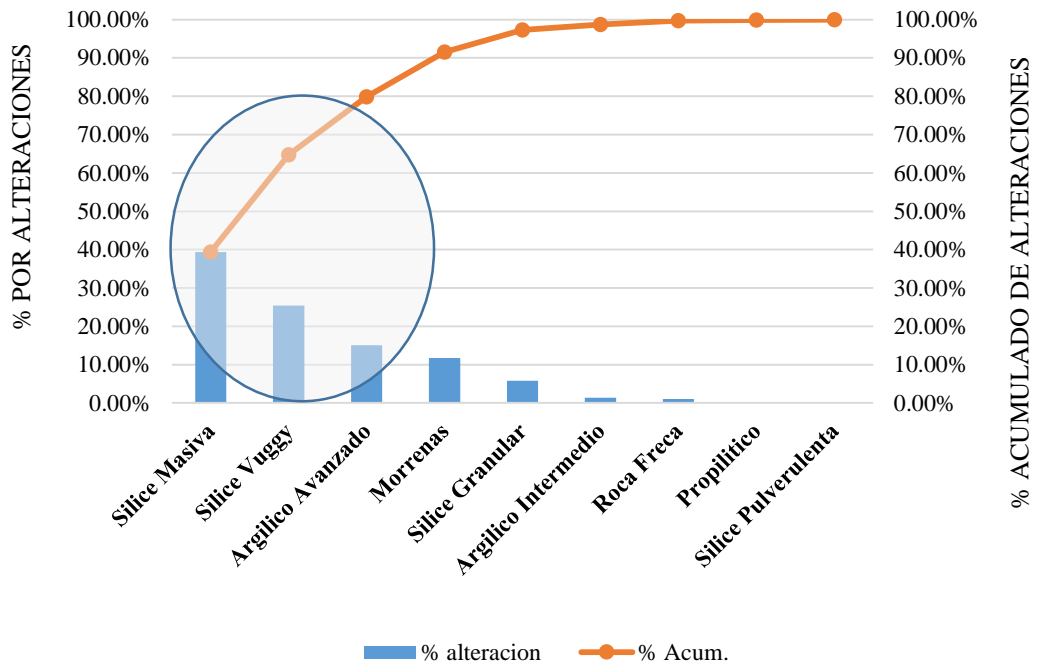
Distribución por alteraciones, se observa una alteración masiva para la mayoría sílice masiva.



Nota. Extraído del Informe interno de Geología-Minsur.

Figura 13

Pareto de alteraciones



Nota. Adaptado del Informe interno de Geología.

El 80 % de variaciones que acontece en el tajo corresponden a Sílice vuggy, Sílice masiva Argílico avanzado y morrenas.

2.4. DESCRIPCIÓN DE LA PLANTA DE PROCESO

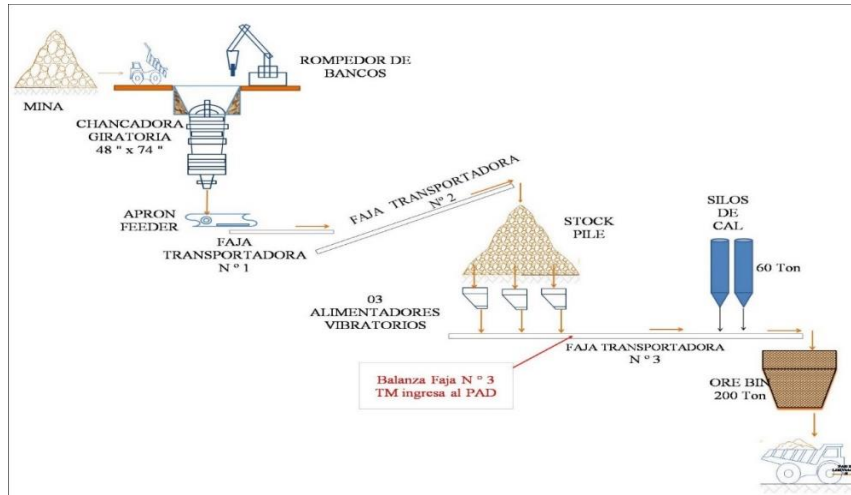
Esta Planta desde su inicio tuvo un gran respeto por el medioambiente por las consideraciones que se muestra en la Figura 14.

2.4.1. Chancado de Mineral

Los trozos de roca más grandes del mineral extraído a cielo abierto miden 101,6 cm (40 pulgadas) de diámetro e incluso más. Este mineral se tritura en una trituradora giratoria Allis Chalmers de 1219 mm x 1981 mm (48" x 78"), que puede procesar 1 200 toneladas de material por hora y produce partículas de un tamaño del 100 % al 6 % (6,1 cm). Este mineral triturado inicial se descarga en un alimentado de placas (Apron Feeder) que transporta el material a la cinta transportadora N° 01, la cual cuenta con un detector de metales, y esta descarga el mineral a la cinta transportadora N° 02, que alimenta el material a la zona de recuperación de mineral (stock pile). El mineral entra en las cintas transportadoras vibratorias de esta instalación y viaja por la cinta transportadora N° 03 hasta la tolva ORE BIN, que tiene capacidad para 200 toneladas de mineral seco. Este transportador contiene una báscula para regular la cantidad de mineral procesado. Para proporcionar al mineral la alcalinidad necesaria para la lixiviación con cianuro de sodio, también hay dos silos de óxido de calcio de 60 toneladas que alimentan 0,44 kg de cal por cada tonelada de mineral a tratarse. Para trasladar el mineral a las celdas de cianuración de la corona de la pila, se cargan camiones CAT 777 de 90 toneladas de capacidad desde la tolva ORE BIN. Todo el sistema de trituración y transporte de minerales se gestiona mediante instrumentación y sensores automatizados desde una sala de control, tal como se muestra en la Figura 15.

Figura 15

Diagrama de flujo de chancado y tolva de carguío de mineral



2.4.2. Apilamiento del Mineral

En la Unidad Minera Pucamarca se utiliza el método de apilamiento estático, en el cual el mineral es levantado en pilas (de 8 m de altura) en sucesivas capas o gradas denominadas elevadores (lifters). Para recoger toda la solución rica en cianuración de esa celda y transmitirla por sí sola a la balsa de PLS (Pregnancy Leaching Solution), también se utilizan pilas dinámicas. Estos pilotes consisten en apilar una celda segregada por una geomembrana que cubre una superficie determinada. El ripio se traslada a otro lugar una vez concluido el proceso de cianuración, y el nuevo mineral se vuelve a apilar en la zona de la celda dinámica. Esto permite utilizar la celda tantas veces como sea necesario para depositar el mineral según las necesidades. Se utilizan camiones CAT 777 para el apilamiento del mineral, con ubicación proporcionada por un tractor CAT D8R.

2.4.3. Acondicionamiento de Celda de Lixiviación

Primero se apila la celda, luego empezamos a aflojarla con la excavadora CAT 320D y, por último, la sacamos con el tractor CAT D8R. Para evitar que la solución de lixiviación se acumule en el lecho o en la superficie durante la lixiviación, tenga especial cuidado de rasgar o fracturar las zonas que hayan sido compactadas por el movimiento

de camiones volquete u otros equipos pesados. Si no lo hace, se reducirá la recuperación de oro.

2.4.4. Método de Riego por Goteo

Hoy en día, el uso del riego por goteo se acepta como método de "mejores prácticas" para la minería de cianuración en pilas en todo el mundo para el 90 % de las minas de oro, cobre y uranio, y también se utiliza en el níquel y la extracción de litio. Las líneas de goteo ayudan a conseguir mayores tasas de extracción de mineral en la lixiviación en pilas al garantizar una aplicación muy precisa y uniforme de la solución de lixiviación, una menor pérdida de agua por evaporación y una mejor uniformidad de la distribución de la solución de lixiviación, tal como se muestra en la Figura 16. En conclusión, después de muchas comparaciones, el sistema de riego por goteo es fácil de manejar, tiene poco impacto en el medio ambiente, alta eficiencia de producción, alto grado de automatización, coste de producción relativamente bajo y alta fiabilidad. Es más avanzado y tiene más ventajas que el de aspersión. El uso del método de riego por goteo puede mejorar la eficiencia de la lixiviación en pilas de minas de oro y reducir los costes. Combinado con el reactivo de lixiviación de oro ecológico, puede hacer que la planta de lixiviación de oro sea más ecológica y eficiente.

Figura 16

Sistema de riego por goteo.



Nota. Esquema del sistema de riego por goteo en Pucamarca-Minsur.

El objetivo del método de riego es humedecer uniformemente las celdas apiladas de mineral con solución cianurada en una cantidad medida en $L/(h\cdot m^2)$. En la UM Pucamarca, la densidad de riego es actualmente de $11 L/(h\cdot m^2)$.

Al respecto, los goteros desempeñan un papel fundamental en la distribución de la solución de lixiviación a la pila. Cualquier variación en la calidad o el rendimiento general de los goteros provocará una distribución desigual de la solución a la pila. Esto puede tener efectos negativos, como la reducción de las tasas de extracción de oro, así como la frecuencia necesaria para mantener su red de goteros o la sustitución de nuevos goteros. No es infrecuente que los índices de extracción de minerales por lixiviación en pilas sean inferiores a los medidos en pruebas a escala de laboratorio, y en un esfuerzo por duplicar tales resultados las operaciones mineras recurren a menudo a soluciones costosas y difíciles de aplicar. Existe una amplia gama de problemas que reducen los índices de extracción, empezando normalmente por los goteros obstruidos debido a una mala percolación y evaporación de la solución. Para resolver estos posibles problemas, lo primero que hay que hacer es utilizar los goteros adecuados en las líneas de goteo. Los goteros especiales diseñados específicamente para su uso en la distribución de la solución de lixiviación en pilas son el primer y más rentable punto de partida para lograr una distribución uniforme de la solución. Esto a su vez conduce a la optimización de su sistema de riego asegurando que será más eficaz en la duplicación de las tasas de extracción a escala de laboratorio.

Aunado a esto, deben tenerse en cuenta los siguientes requisitos: Riego uniforme, Buscar cualquier encharcamiento, Riego que produzca finos porque no descompone los minerales, Riego que no se vea afectado por las condiciones meteorológicas, es decir, que no sea arrastrado por el viento ni produzca pérdidas por evaporación, Todos los agentes químicos y las circunstancias de trabajo deben ser resistentes a todos los materiales empleados en la construcción del sistema de riego.

Por último, para cumplir estos requisitos, hay que seguir los siguientes pasos: 1) Disponer las tuberías principales para mantener la presión en esta conducción aumentando su radio o formando círculos de presión constante; 2) Como se ha dicho

anteriormente, debe elegirse estos sistemas de riego con cautela; 3) Conseguir la cantidad de riego adecuada o el caudal de 11 L/(h-m²) modificando el área de incidencia y la capacidad de caudal.

2.4.4.1. Red de riego.

- 1 Hay 40 cm entre mangueras.
- 2 Hay 45 cm entre cada gotero.

2.4.5. Comienzo de Lixiviación de Celdas

Es vital asegurarse de que todo el sistema de riego funciona correctamente antes de comenzar el lixiviado de las celdas. El proceso de lixiviación de la solución de cianurada se divide en tres etapas:

- 1 Humectación: Aproximadamente 5 días con una densidad de riego de 5 L/(h-m²).
- 2 Con una densidad de riego de 11 L/(h-m²), la producción tardó unos 40 días.
- 3 Agotamiento: Dejar de regar al cabo de unos 15 días y dejar que las celdas drenen hasta agotamiento o se vacíen.

2.4.5.1. Criterios de riego en la celda

Caudal: La solución se extrae en intervalos de 1 minuto en varios recipientes y se calcula el volumen promedio.

$$Q = \frac{33mL}{1min} \times \frac{60min}{1h} \times \frac{1L}{1000mL}$$

$$Q = 1.98L/h$$

Marco de riego: Se define por la brecha entre manguera a manguera, y los goteros, o en su defecto, por la magnitud de los mismos.

$$\text{Marco de riego} = (\text{distancia entre mangueras}) \times (\text{distancia entre goteros}) \quad [18]$$

$$\text{Marco de riego} = 0.40m \times 0.45m$$

$$\text{Marco de riego} = 0.18m^2$$

Densidad de riego: Su finalidad es humedecer uniformemente el mineral en L/(h·m²).

$$\text{Densidad de riego} = \frac{Q}{\text{Marco de riego}} \quad [19]$$

$$\text{Densidad de riego} = 11 \frac{L}{h \cdot m^2}$$

2.4.6. *Proceso de Lixiviación con solución cianurada*

La solución pobre de cianuro de la etapa de desorción es acumulada en el Tanque TK-05, de donde es bombeada a la pila de cianuración a través de una tubería de acero inoxidable, y dicho caudal se divide en función de las celdas de riego. Luego, la solución que percola a través de la pila, se recolecta por el sistema de drenaje y geomembranas debidamente diseñado. La solución recolectada se descarga a la poza de PLS (pregnant leaching solution) a través de una tubería de HDPE, mediante el bombeo en el circuito de aglutinación. Para crear un sistema de consumo de agua de circuito cerrado durante el proceso de lixiviación, la solución dispersa producida por este circuito de adsorción se descarga en el tanque barren TK-05 antes de que se adicione el cianuro y la alcalinidad adecuada. Se utiliza una poza para la PLS (Pregnant Leaching solution) de 30 000 m³ para almacenar la solución rica de la plataforma de lixiviación. Luego, tras inyectar un producto químico anti incrustante, la solución rica se conduce desde esta poza hasta la planta ADR mediante tuberías para el subdrenaje que se alivia en un pozo de control. Para impermeabilizar esta poza se utilizan dos paneles de geomembrana de HDPE de 1,5 mm de espesor con capacidad de detección de fugas.

2.4.6.1. Poza de Grandes Eventos (PGE)

Se cuenta con una poza de grandes eventos de una capacidad de 90 000 m³ y recolecta el exceso de solución de cada proceso durante la operación. También sirve como tanque de almacenamiento durante la temporada de lluvias, por lo que toda el agua de lluvia se recicla a través del proceso. Se encuentra impermeabilizada al igual que la poza de PLS y cuenta con un sistema de drenaje en el suelo y un tanque de control.

2.4.7. Planta de ADR

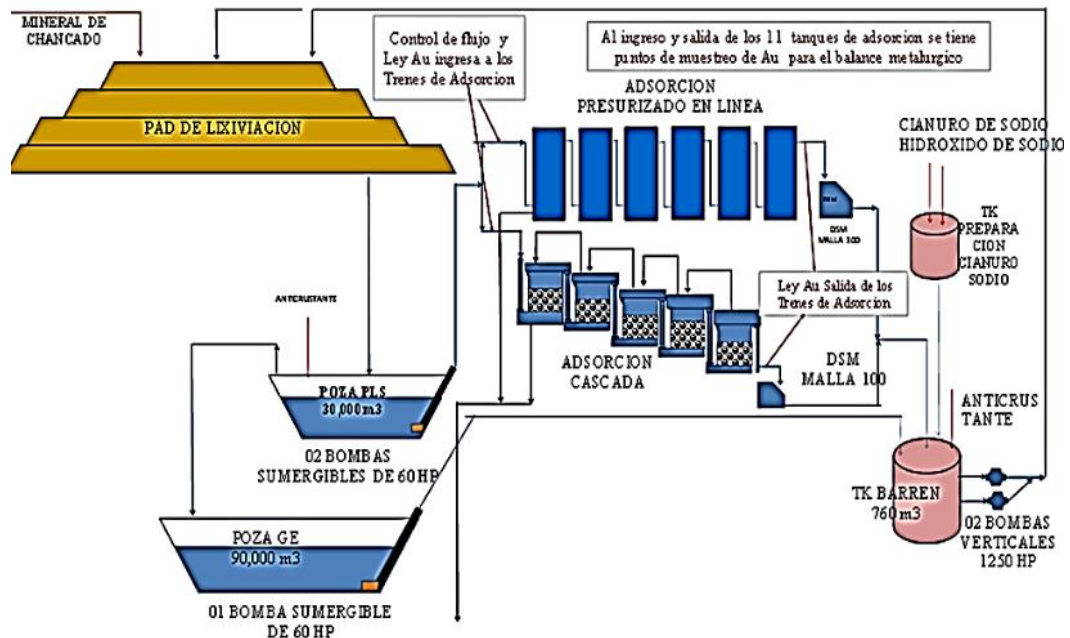
La planta ADR (Adsorción, Desorción y Reactivación), utiliza carbón activado para extraer oro, Los complejos solubles de Au-Ag se producen a partir del oro y la plata ya lixiviados con cianuro. Estos complejos en solución se concentran mediante el proceso de adsorción de carbón en columna (CIC) utilizando carbón activado.

2.4.7.1. Adsorción en Columna

La solución rica en oro (PLS) se trata en una línea de adsorción en cascada formada por una configuración de 5 celdas con un diámetro de 4,0 m y una altura de 3,8 m, así como otra línea presurizada formada por seis columnas con una altura de 4,10 m y un diámetro de 5,34 m, cada una de ellas se cargan con 6 000 kg de carbón activado. La peculiaridad del carbón activado es que la solución está impregnada de complejos cianúricos de plata, oro u otros metales. Gracias a su permeabilidad, la primera columna es donde se adsorbe la mayor parte del oro. De ahí pasa a la segunda columna, y así sucesivamente hasta llegar a la última, que tiene más carbón activado. Al final del circuito se obtiene una solución pobre o barren, a la que se añade cianuro de sodio (Make Up, acondicionamiento), después la solución se devuelve a las pilas de lixiviación para completar el proceso de lixiviación en circuito cerrado sin liberar al medio ambiente. La eficiencia promedio de este proceso de adsorción se estima normalmente en un 96 %, con una carga promedio de 3,2 kg. Au/tonelada de carbón. Una vez que este carbón ha completado su carga, se alimenta inmediatamente a la etapa de desorción (Figura 17).

Figura 17

Diagrama de flujo de adsorción en columnas



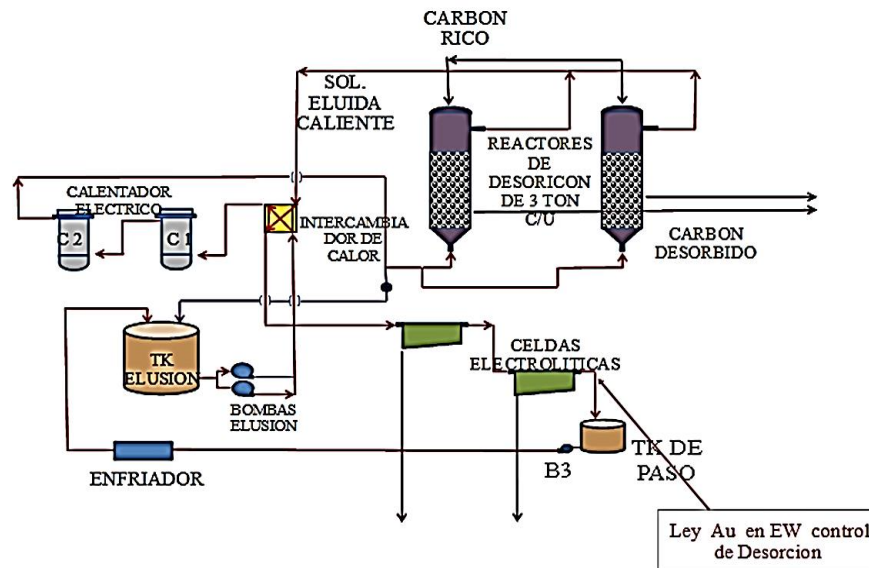
2.4.7.2. Desorción por proceso Zadra y Electrodeposición

En la UM Pucamarca-Minsur cuenta con un circuito de desorción a presión denominado método Zadra modificado con solución caliente. La duración de estos circuitos oscila entre 15 y 18 horas, y también hay dos reactores de carbón 3TM de funcionamiento idéntico. El Au y la Ag se recuperan continuamente por electrodeposición de la salida del eluyente, que se potencia por desorción, durante la etapa de elución. Para empobrecer los valores valiosos, el carbón cargado es alimentado a los reactores de desorción, donde la elución se consigue con una solución compuesta de 0,1 % de NaCN y 1,1 % de NaOH. Esta mezcla se bombea a través de la cama de carbón en el reactor de desorción, donde se extraen los valores preciosos del carbón. La solución desorbida y enriquecida se alimenta a un par de celdas de electrodeposición, que están dispuestas en serie y muestran los valores preciosos precipitados electroquímicamente como lodo en los cátodos. Para seguir con la elución de este carbón, la solución eluída empobrecida se devuelve al tanque de elución y se envía de nuevo a través del reactor de desorción. Hasta

que haya menos de 2 ppm de plata y oro en el carbón, se repite el procedimiento. (Informe interno de planta)

Figura 18

Diagrama de flujo del proceso de desorción.

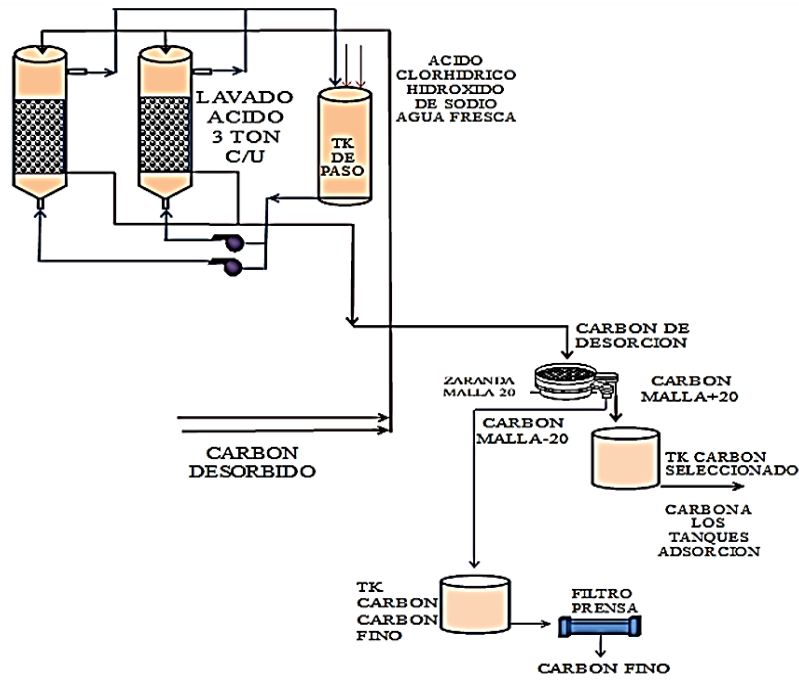


2.4.7.3. Reactivación de carbón con lavado ácido

El lavado ácido se utiliza para deshacerse de la acumulación de carbonato que se acumula en las superficies de carbón y reduce la cantidad de plata y oro que se puede adsorber. Aquí dos reactores (de fibra de vidrio) trabajan juntos para completar este procedimiento. Una vez finalizado este proceso de desorción, el carbón se envía a los reactores de lavado ácido para eliminar los compuestos orgánicos, para lo cual se añade una solución de HCl, manteniendo un $\text{pH} = 3$. Se prevé que el proceso de lavado ácido dure dos horas. Para neutralizar la solución final de reactivación química se utiliza una solución de hidróxido de sodio (Figura 19).

Figura 19

Flow sheet de lavado con HCL

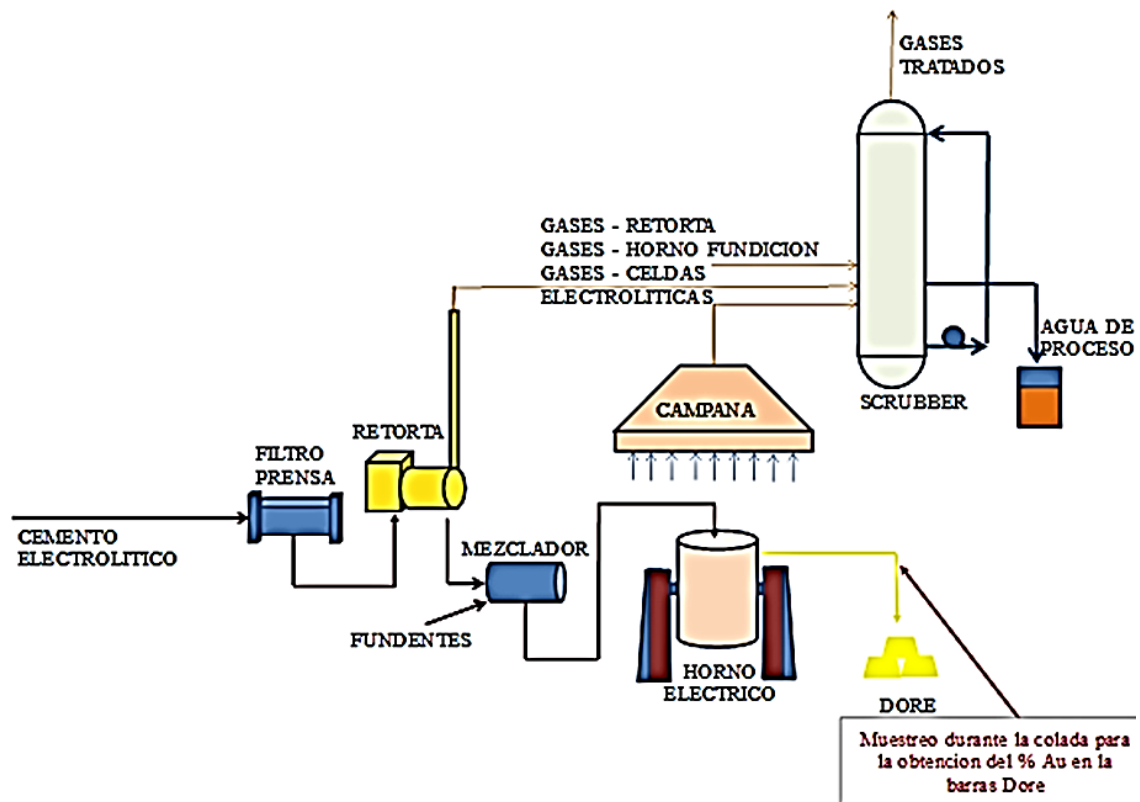


2.4.7.4. Cosecha y Fundición

Se utiliza agua a presión para lavar y filtrar la saturación de cemento de los cátodos electrolíticos en la célula electrolítica. Tras este lavado y filtrado, el cemento viaja a través del sistema de retorta antes de ser calentado a una temperatura de 1300 °C en un horno eléctrico, donde se funde con fundentes, a partir de los cuales se producen las barras DORE tras la colada. En esta fase se recogen los polvos que habrían sido arrastrados con estos gases a lo largo del proceso de fundición. Los gases producidos por la fundición son conducidos a través de una campana extractora hasta la torre de lavado o scrubber. Estos gases entran en el medio ambiente libre de impurezas, ya que están absolutamente desprovistos de sólidos y son extremadamente fríos (Figura 20).

Figura 20

Proceso de fundición y obtención de barras de dore.



2.5. DEFINICIONES DE TÉRMINOS

Concentración de NaCN: Determina la concentración de cianuro de sodio presente en la solución de cianuro.

Densidad: La magnitud describe la relación entre la masa y el volumen de un objeto. La unidad en el sistema internacional es kilogramos por metro cúbico (kg/m^3).

Granulometría: Este es el estudio de la distribución estadística del tamaño de una serie de partículas en materiales sólidos segmentados.

Hidrometalurgia: Es la división de la metalurgia extractiva que se ocupa de la extracción y recuperación de metales mediante soluciones líquidas, acuosas y orgánicas.

Lixiviación: Un proceso hidrometalúrgico causado por la disolución de elementos a partir de elementos que contienen minerales que luego se recuperan por electrólisis.

Mineral: Un compuesto inorgánico natural con una estructura interna característica y una composición química formada como resultado de procesos geológicos.

Partes por millón (ppm): La unidad de medida de la concentración a medir. Definir tolerancia. Se refiere al número de unidades de una sustancia particular por millón de unidades del total.

pH: Describe la acidez o basicidad de una solución, medida por la concentración de iones de hidrógeno en la solución. Representado por un valor de 0 a 14.

Pilas de lixiviación (Heap leaching): Es la acumulación mecanizada de materia mineral para formar una torta o relleno continuo.

CAPÍTULO III

MARCO METODOLÓGICO

3.1. TIPO Y NIVEL DE LA INVESTIGACIÓN

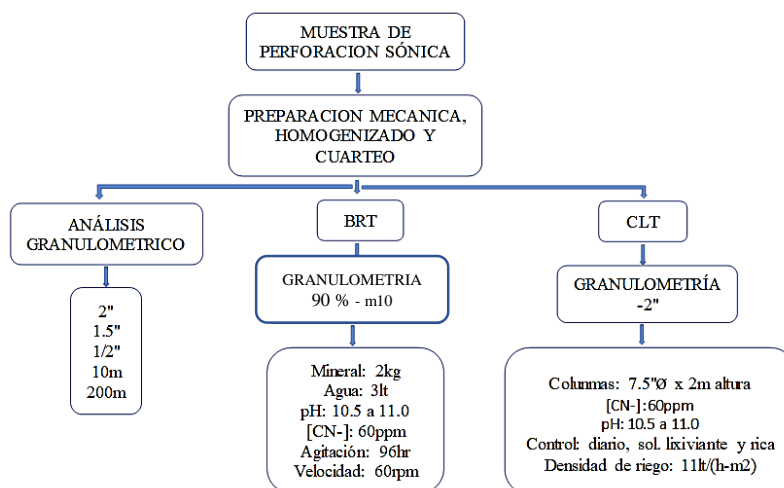
En el presente trabajo de tesis, se emplea un enfoque cuantitativo y un diseño experimental de nivel descriptivo. Se utilizan experimentos y principios del método científico para la caracterización de muestras y el conocimiento del proceso de cianuración, los cuales se aplican para solucionar problemas en la extracción de oro y el cierre de la pila tipo Valle y de la mina.

3.2. DISEÑO DE LA INVESTIGACIÓN

Se desarrolló el plan de pruebas según protocolo establecido de acuerdo a la hipótesis planteada y en concordancia con lo estipulado y acordado por la empresa y el investigador, para alcanzar el objetivo planteado en este estudio, cuyo plan de trabajo experimental se muestra en la Figura 21.

Figura 21

Plan de pruebas experimentales



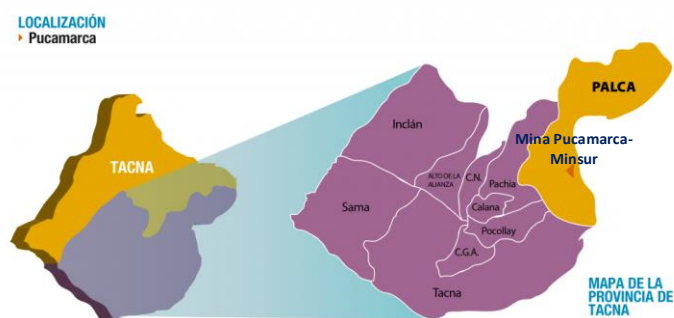
Nota. Esquema del proceso experimental en función del método utilizado.

3.2.1. Ubicación de la mina

Esta mina se encuentra ubicada a 52 km de la ciudad de Tacna y a más de 4 500 msnm. Su ubicación geográfica se muestra en la Figura 22.

Figura 22

Ubicación Geográfica de la mina Pucamarca-Minsur.



3.2.2. Ubicación del estudio

El presente estudio está ubicado en las celdas de cianuración de la pila unitaria tipo lixiviación en valle de Pucamarca-Minsur, tal como se muestra en la Figura 23.

Figura 23

Ubicación del estudio experimental



Nota. Vista panorámica de la Pila de cianuración en estudio.

3.3. POBLACIÓN Y MUESTRA

3.3.1. La población

Está constituida por el mineral ripio de las Celdas de la Pila de Cianuración de donde por perforación sónica de las celdas de la pila de cianuración se ha tomado una porción de mineral cianurado, la cual sirvió para tomar muestras que fueron sometidas a estudio de investigación con la finalidad de lavar, agotar el cianuro libre y extracción del oro remanente.

En cuanto a la geología y mineralogía, se menciona que la zona del tajo está situada cerca del Cerro Checocollo en la Unidad Minera Pucamarca-Minsur. La formación Huilacollo contiene dacitas y rocas volcánicas, en su mayoría andesitas, que sirven de marco geológico. Como resultado, la geometría del yacimiento se muestra como una red de vetas y brechas, lo que concuerda con un yacimiento epitermal. Tales asociaciones son comunes en ambientes epitermal-hidrotermal, donde la plata se asocia con oro (electrum), a veces con plata nativa, sales de azufre y oro nativo. En Checocollo (una argentita de baja temperatura), la plata se encuentra en forma de acantita o sulfosales.

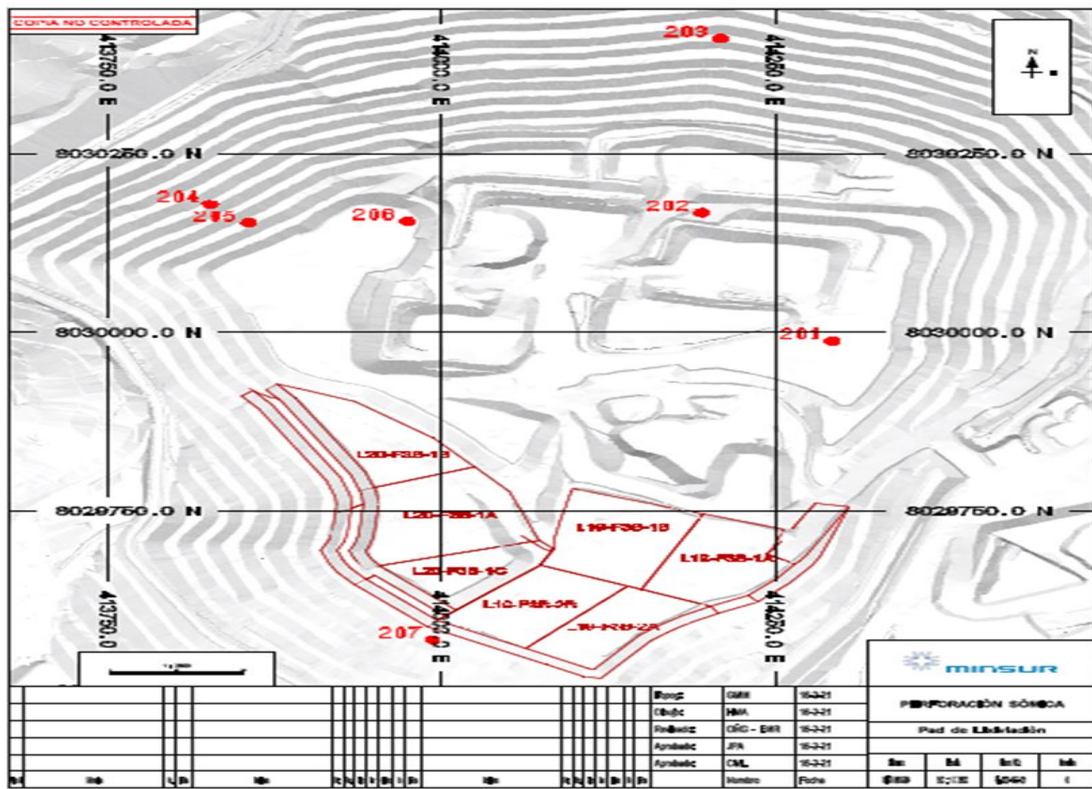
En esa línea, los óxidos, que incluyen metales preciosos (oro y plata), son el tipo de mineralización que se produce en forma diseminada; es un depósito epitermal altamente silicificado conocido como alteración de sílice granular. La combinación más característica es oro, cinabrio, oropimente, rejalgam y azufre. Esto está relacionado con la silicificación aguda, con el área de la brecha, con la relación litológica y con el óxido de hierro impregnado en el área de la brecha. El antimonio, el mercurio y el azufre experimentan grandes ganancias al momento que los valores de plata y oro se encuentran mayormente altos.

En ese entender, el mineral del tajo Checocollo luego de ser chancado, es apilado en las celdas de la pila de lixiviación y riego por goteo con una solución cianurante preparada con cianuro de sodio a una concentración de 60 ppm, pH que varía entre 10,5 a 11 y una densidad de riego de 11 L/(h-m²), luego de completar la fase de producción,

estos minerales de oro de baja ley permanecen sobre el pad de la pila de cianuración como rípios.

Figura 24

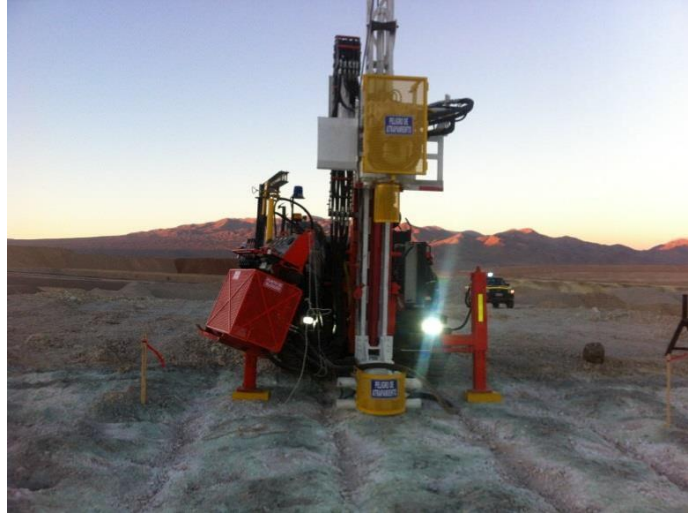
Puntos de muestreo en la plataforma de celdas de lixiviación



Nota. Esquema de los puntos de perforación. Informe interno de planeamiento – UM Pucamarca-Minsur.

Figura 25

Máquina de perforación sónica



3.3.2. *La muestra*

El método de muestreo empleado fue no probabilístico y por conveniencia del investigador y de la Empresa y de acuerdo al diagrama de flujo que se muestra en la Figura 21. Por consiguiente, el procedimiento de muestreo consistió en perforar cada punto con la máquina sónica para obtener alrededor de 5 toneladas de material, seguidamente fue homogenizado y cuarteado con el equipo de la retroexcavadora, hasta obtener aproximadamente 500 kg de material de cada punto y estos son trasladados al laboratorio Metalúrgico.

En el laboratorio metalúrgico se procedió con el método de muestreo manual como cuarteo, cono y paleo alternado o fraccionado (Figura 26), para las respectivas pruebas de laboratorio. De esa forma se obtuvo muestras para análisis granulométrico valorado, para lixiviación en columna y lixiviación en botella.

Figura 26

Muestreo por Cuarteo para pruebas experimentales.



3.4. EQUIPOS Y MATERIALES

3.4.1. Equipos

Chancadora primaria, Chancadora secundaria, Cuarteador rotatorio GILSON, Ro Tap, Estufa de secado 105°C, Balanza digital, Mesa de rodillos, Columnas de PVC y pH metro.

3.4.2. Materiales

Muestra de mineral, Agua de proceso, Nitrato de plata, Rodamina, NaCN. Hidróxido de sodio, Óxido de Calcio, Agua destilada, Pipeta 25 ml, Matraz de 125 ml, Balde de 20 L, Tubos de ensayo, Pizeta, Tamiz, Bandeja de metal plano, Contenedores de plástico, Botellas y Palas.

3.5. TÉCNICAS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

Para contar con la data adecuada se tuvo que preparar convenientemente las muestras para la ejecución de las pruebas experimentales en botella y columna para esta investigación para los 7 puntos estratégicos, los cuales se muestran en la Figura 27.

Figura 27

Preparación y homogenizado de Mineral para el carguío de las columnas.



3.6. TÉCNICAS PARA EL PROCESAMIENTO DE DATOS

3.6.1. *Análisis granulométrico*

Para este proceso se utilizó muestras secas, el cual consistió en pasar por varias cribas más pequeñas cuyo tamaño de hueco oscila entre 76,2 mm (3 pulgadas) y 0,075 mm. Para el cribado de muestras, se siguió el siguiente procedimiento:

- 1 Se usó tamices dispuestos en columna y ordenados de forma descendente.
- 2 Se pasó la muestra por un tamiz con la malla más gruesa.
- 3 Las columnas de tamices se hicieron vibrar y rotar con la ayuda de máquinas especiales.
- 4 Se retiró los tamices y pesó el material retenido en cada tamiz individualmente.

- 5 Se elaboró curvas de tamaño de partícula detalladas considerando el peso total y la retención.

3.6.2. Pruebas rápidas de lixiviación

El porcentaje de extracción de oro y plata se determina mediante una prueba rápida en botella.

Procedimiento:

- 1 Pesar 50 gramos de mineral. El tamaño de las partículas debe ser del 90 % malla 200 en una botella de 1000 ml.
- 2 Agregar 150 ml de solución de cianuro de 2600 ppm. Siga el procedimiento para preparar la solución de cianuro (LM-SGS-PO-11) y agite manualmente.
- 3 Mida el pH, ajuste si es necesario entre 10,5 y 11,0, agregue cal viva (CaO) gradualmente, anote el pH natural, la cantidad de cal agregada y el pH al inicio de la prueba.
- 4 Hacer rodar la botella durante 6 horas.
- 5 Transcurrido el tiempo de lixiviación, precipitar la solución, filtrar unos 20ml, sacar 2 probetas, codificarlas y enviarlas al laboratorio químico para el análisis de solución correspondiente.
- 6 Luego, las piedras trituradas se lavan en bandejas con 5 veces más agua dulce que 50 gramos de minerales y se entregan a un laboratorio para su análisis químico. basado en un procedimiento operativo estándar del laboratorio metalúrgico.

3.6.3. Pruebas de lixiviación en botellas

Determinar el porcentaje de extracción de oro y plata, evaluar la cinética mediante pruebas de lixiviación en botellas. Así mismo determinar la razón de consumo de reactivos.

- a) Recepción y preparar a 80 % de los minerales -m10 para las pruebas.

- b) Poner 2 kg del mineral en proporción 1:1,5 con agua en botellas separadas (3 litros de agua).
- c) Pesaje de la botella: botella + mineral + agua. Anota este peso en la etiqueta de la botella y en el formulario de la prueba BRT. (peso inicial)
- d) Medir el pH natural de la solución, anotarlo en el formato, luego agregar óxido de calcio hasta que el pH esté entre 10,5 y 10,8, obteniendo así la proporción de cal en el mineral.
- e) Agregue cianuro de sodio (NaCN) según la concentración que desee correr. Prepare la solución de cianuro de acuerdo con el procedimiento para preparar la solución de cianuro en el procedimiento operativo LM-SGS-PO-11.
- f) Ruede sobre la mesa de rodillo a 20 rpm, anotando la hora exacta en que comenzó la prueba.
- g) Controlar a las 2, 4, 8, 24, 48, 72 y 96 horas. Siga estos pasos de la siguiente manera:
 - 1. Deje de agitar y retire la botella.
 - 2. Pesar la botella.
 - 3. Si el peso es inferior al peso inicial de la prueba, añadir agua.
 - 4. Colóquelo en la mesa y espere a que se estabilice.
 - 5. Tomar 40 ml de la solución limpia, si no se obtiene una solución clara filtrar con papel filtro No. 42, tomar 10 ml para medir el cianuro libre, tomar 30 ml por duplicado y enviar al laboratorio químico para análisis.
 - 6. Medir el pH en la misma botella. Anote el formato de prueba BRT.
 - 7. Si el pH está por debajo de 10,5, agregue cal y registre los gramos agregados en el formulario de prueba BRT. No agregue cal después de 96 horas de control.
 - 8. Valore la solución de cianuro para determinar la concentración de cianuro libre de acuerdo con el procedimiento de análisis de cianuro libre LM-SGS-PO-14 y registre el costo del nitrato de plata en el formato de prueba BRT.
 - 9. Agregue cianuro de sodio según la concentración de la prueba. Registre la cantidad de cianuro de sodio agregado en el formato de prueba BRT. No agregue cianuro de sodio después del control de 96 horas.

10. Vuelva a colocar la botella en la mesa de rodillos y colóquela en el siguiente control.
11. Después del control de 96 horas, vierta todo el contenido de la botella en un balde limpio hasta que la botella esté completamente limpia.
12. Lave los sólidos (ripio) en el balde 5 veces hasta que la concentración de cianuro esté por debajo de 1ppm.
13. La muestra (ripio) se coloca en una caja seca y se envía al laboratorio químico para el análisis requerido. Según procedimiento operativo del laboratorio metalúrgico

Estas pruebas se llevaron a cabo en el Laboratorio Metalúrgico de la Empresa en el equipo que se muestra en la Figura 28.

Figura 28

Pruebas de cianuración en botellas



3.6.4. Pruebas de lixiviación, agotamiento y lavado en columnas

Las pruebas de lixiviación en columna implican la carga, el control de los parámetros de riego, la percolación, la medición del pH, la valoración de la concentración de cianuro libre y la descarga en columnas.

3.6.4.1. Procedimiento para pruebas en columna

Recepción de aproximadamente 200 kg de mineral.

Homogenizar y cuartear 3 veces la muestra. Recoge los extremos y llévalos al centro para formar el cono:

- 1 50 kg para análisis de cabeza.
- 2 Para mallas valoradas, la masa es de 50 kg.
- 3 Columna 19,05 cm x 2m con 100 kg aprox.

A continuación, se recogieron muestras para evaluar la conductividad, la densidad aparente, la proporción de cal, el porcentaje de cal, el grado de cabeza, la malla valorada, el porcentaje de humedad y la malla valorada.

3.6.4.2. Para Mallas Valoradas

Para obtener unos 25 kg para la malla valorada, homogeneizar 100 kg y dividir por la mitad. Pesar el mineral de esta porción.

Pasar manualmente el mineral a través de la malla de 4 pulgadas.

En la tamizadora Gilson, se carga con una masa de 12 a 20 kg de mineral y opera durante 5 minutos con la humedad propia del mineral, se realizará el tamizado en mallas de 2 a 10.

Para evitar variaciones en la ley del oro, lavar cada granulometría gruesa. Mantenerla durante unos 10 minutos. Se deja secar individualmente y registrar la masa seca.

El producto fino -m10 de Gilson se agrega al fino -m10 producto del lavado del grano grueso.

Secar en el horno a 85 °C hasta el día siguiente. Este fino seco - m10 será homogenizado y cuarteado dos veces y se pesa una cuarta parte del mineral.

Luego lavar usando la malla 200. La cantidad retenida a +m 200 y los finos retenidos a –m 200 se enviarán a un horno para secado y se registra el peso seco al día siguiente.

Preparar la salida de cada malla valiosa y enviarla al laboratorio químico para el análisis químico aconsejado (Au, Ag, Cu, Hg, C_{total}, S_{total}; AuCN⁻). Enviar a laboratorios externos si son necesarios análisis adicionales.

3.6.4.3. Preparación para análisis de cabeza

De la homogenización y cuarteo inicial, se separa una cuarta parte (aproximadamente 25 kg), y se procede a chancar a 80 % 6,35 mm, se homogeniza 3 veces con el cuarteador de Jhons.

Enviar 2 muestras de 5 kg 80% 6,35 mm al laboratorio químico para los análisis químicos recomendado (Au, Ag, Cu, Hg, C (total), S (total); AuCN⁻). Si se requieren análisis adicionales, se envía a Laboratorios Externos.

También se determina los siguientes parámetros:

- 1 % de humedad
- 2 Densidad aparente
- 3 Ratio de cal

3.6.4.4. Carguío columna y lavado de columna

Según la proporción descubierta, se homogeniza la muestra con la cantidad necesaria de cal (ratio de cal). (Según LM SGS-PO-003 pH del mineral). Se debe también verificar el correcto sellado de la columna para evitar fugas de la solución de cianuro

Las muestras se envasan en sacos de 20 kg máximo. Se anota el peso húmedo total del depósito en la columna (LM SGS-PO-002 Determinación del porcentaje de humedad de minerales)

La altura libre entre el mineral y el límite de la columna se mide una vez que las columnas estén completamente cargadas. Para cada columna llena, se construirá el circuito de bombeo y la columna de carbón activado junto con el carbón, si es necesario.

De acuerdo con las especificaciones de cada prueba, se prepara la solución de cianuro para riego de cada columna utilizando los parámetros predeterminados de pH, concentración de cianuro y densidad de irrigación.

El control de la columna comienza una vez iniciada la percolación de la solución de la columna. Se continúa el control de la columna después de asegurarse de que el recipiente que contiene la solución cianurante de la columna está completamente vacío. Se anota la fecha y hora de inicio de riego. Además, se incluye información sobre la fecha y hora de la gota inicial en el cubo de la solución de percolación (para calcular el porcentaje de humedad de saturación).

Luego, se retira manualmente la solución de percolación guardada en cubos de 40 litros. Seguidamente se vierte la solución de percolación en el recipiente para que pueda recoger el líquido que aún drena de la columna. Se pesa el recipiente que contiene la solución de percolación y registrado en el formato de control de columnas. Además, registrar la tara de los recipientes. Se toma una muestra de aproximadamente 200 ml de la solución de riego para ser analizada por lo siguiente:

- 1 Medición de los parámetros de pH, cianuro libre, con los parámetros metalúrgicos asignados al procedimiento LM-SGS-PO-014 de Análisis Operativo de Cianuro Libre.
- 2 Envío de la solución rica en tubo de ensayo al laboratorio de química para análisis de oro, plata, cobre, mercurio. Las muestras se conservan durante los primeros 5 días para su posterior verificación (si es necesario).

Luego, se ajustan los parámetros de pH, concentración de cianuro y volumen de la solución percolada. Seguidamente, reinicio del lavado de la columna o prepara la solución de riego nuevamente con el volumen, el pH y la concentración de cianuro libre deseado.

Para inicio, encienda la bomba peristáltica y ajuste la densidad de riego de acuerdo con los parámetros de la prueba de columna, por este caso, el operador mide el caudal del lixiviado en el tubo de ensayo de 50 ml de acuerdo con los parámetros de la prueba de lixiviación en columna.

Al respecto, todos los controles anteriores se realizan diariamente durante 3 días consecutivos hasta cumplir con el Método de percolación de Oro < 0.014 ppm (Este dato es proporcionado por el responsable de Minsur - Límites de Detección). A continuación, la columna se somete a una etapa de limpieza y se prepara una solución alcalina teniendo en cuenta la densidad de riego de la columna. La concentración de cianuro libre se lava hasta que desciende por debajo de 10 ppm. Los mismos procedimientos utilizados para pesar y evaluar el control de la columna se aplican a la solución de permeado.

Una vez finalizada la fase de lavado, se deja que la columna se empape hasta alcanzar el caudal mínimo de empapado. De forma similar, esta solución se pesa y se envía a analizar. Asimismo, se mide la altura libre final que queda entre los límites del borde de la columna y el mineral. (% de compresibilidad del mineral dentro de la columna). Finalmente, una vez terminada la fase de vaciado, se descarga la columna tomando todas las medidas de seguridad necesarias según protocolo.

A continuación, toda la muestra descargada se ore a la intemperie (se debe tomar una muestra que represente el % de humedad retenida), se homogeniza al cabo de un día se divide en 4 partes iguales para muestras de ley de ripio, malla de valorada. Nota (para el análisis químico de ripios, las muestras son lavadas adecuadamente). Según procedimiento operativo del laboratorio metalúrgico.

3.7. ANÁLISIS QUÍMICO DE LA MUESTRA DE CABEZA

Las muestras de cabeza se envían para su análisis químico y los resultados por taladros sónicos se presentan en la tabla siguiente.

Tabla 5

Análisis de químico de cada taladro sónico

Calicata	Leyes de Cabeza						
	Au (g/t)	Ag (g/t)	Cu (g/t)	Hg (g/t)	C(total) (%)	S(total) (%)	Au-CN (ppm)
PR-PU20-201	0,156	5,2	56	50,39	0,017	0,153	0,108
PR-PU20-202	0,169	3,4	37	39,96	0,015	0,195	0,126
PR-PU20-203	0,298	11,2	30	53,35	0,016	0,173	0,253
PR-PU20-204	0,265	7,0	36	28,1	0,019	0,104	0,188
PR-PU20-205	0,248	5,3	42	17,84	0,021	0,175	0,206
PR-PU20-206	0,209	6,6	47	29,82	0,018	0,141	0,175
PR-PU20-207	0,325	15,9	36	40,87	0,022	0,172	0,286

Nota. Reporte de SGS del Perú – Laboratorio Químico UM. Pucamarca (2023).

3.8. DESCRIPCIÓN PLAN DE LAS PRUEBAS

Esto es, el material de trabajo es el mineral ripio de las celdas de la pila de cianuración, obtenido por perforación sónica, al cual se le somete a preparación mecánica.

Como resultado del método no probabilístico empleado, se seleccionó espacialmente puntos estratégicos para siete taladros sónicos, los cuales son preparados a una granulometría de 100 % -5,08 cm (2”) y una vez reducido de tamaño de partícula, mediante homogenizado y cuarteo se obtienen cantidades requeridas para las pruebas de análisis granulométrico, pruebas experimentales de cianuración en botellas y pruebas experimentales de cianuración en Columnas.

3.8.1. Descripción del Análisis Granulométrico

Para este caso, se ha seguido un procedimiento que garantizó:

- Contar como mínimo con 25 kg de muestra
- Tamizar en mallas metálicas de 1½”, 1”, ½”, m 10 y m 200 por vía húmeda
- Pesar y enviar para su análisis a laboratorio químico.

La muestra fue lavada en un set de mallas metálicas con agua a presión controlada manualmente y el lodo es recolectado en un tacho para ser floculado y recuperado como $-m$ 200, debido a que se usó la malla 200 para este lavado.

La muestra clasificada por tamaño de partícula, es secada, pesada y enviada a laboratorio químico para su análisis por Au. Todos los datos son registrados para su análisis y discusión de resultados.

3.8.2. Descripción de la Prueba de Lixiviación en Botella

Para efectuar las pruebas experimentales de cianuración en botella se siguió el siguiente procedimiento:

- 1 Contar con 2 kg de muestra seca 100 % $-5,08$ cm (2")
- 2 Botella de 20 L diseñada para este tipo de pruebas experimentales
- 3 Agua de proceso 3L.
- 4 Cianuro de sodio para acondicionar la solución en 60 ppm $[CN^-]$
- 5 Mesa de rodillo acondicionado para estas pruebas.
- 6 Controles de esta prueba en 4, 8, 24, 48, 72 y 96 horas
- 7 Al finalizar la prueba, enviar el ripio por análisis químico.

En una botella se agrega la muestra con una masa de 2 kg, a esta se agrega 3L de agua de proceso, se agita y se mide su pH inicial. Luego se agrega hidróxido de calcio hasta acondicionar el pH de la prueba en el rango de 10,5 a 11, y una vez acondicionado el pH, se agrega NaCN en gramos, calculados para alcanzar una concentración de 60 ppm $[CN^-]$.

Por consiguiente, terminado todo el acondicionamiento de la prueba experimental se coloca la botella en la mesa de rodillos para su agitación. Los controles se realizaron en determinado tiempo, en los cuales se mide pH, $[CN^-]$ y se toma muestra de solución filtrada para el control de Au lixiviado.

Luego de terminado el tiempo de agitación, el lodo en la botella se flocula, para recuperar el lodo como ripio de la prueba y se envía a laboratorio químico para su análisis de Au. Todos los datos obtenidos se registran para su análisis y discusión de resultados.

3.8.3. Descripción de la Prueba de lixiviación en Columna

Para efectuar las pruebas experimentales de cianuración en columna se siguió el siguiente procedimiento:

- 1 Contar con muestra 100% - malla 5.08 cm (2") mayor a 100 kg.
- 2 Columnas de HDP de 19,05 cm (7.5") \varnothing x 2m de altura.
- 3 Bomba peristáltica
- 4 Mangueras superflex N° 13
- 5 Baldes de 20 L

En este caso, las columnas de HDP, para estas pruebas experimentales fueron limpiada y sujetadas a su base. Luego, la muestra de mineral es mezclada con hidróxido de calcio para acondicionar el pH del mineral en el rango de 10,5 a 11.

De forma similar, este mineral acondicionado es cargado a la columna tomando adecuado control de la masa de mineral ingresada a la columna. Por último, ya cargado el mineral en la columna, se acondiciona el sistema de riego con la solución lixivante por goteo utilizando la bomba peristáltica y la manguera superflex.

3.8.3.1. Monitoreo y Control de prueba de lixiviación en Columnas

De hecho, para el riego se prepara una solución lixivante con agua de proceso a una concentración de 60 ppm $[\text{CN}^-]$, en un volumen determinado de acuerdo a la densidad de riego de 11 L/(h-m²) para 24 h.

En tal sentido, la preparación de solución lixivante es a diario y el flujo de riego es monitoreado con bastante detalle ya que puede variar por causas de factores externos. Luego, una vez que la solución percola de la columna se recolecta en un balde como

solución rica en Au, por cada día se pesa la solución recolectada y se toma muestra para su análisis químico por Au.

De este modo, los controles se realizan hasta que en la percolación la ley de Au sea menor a 0.02 ppm. Finalmente, alcanzada esta ley en solución percolada se procede al enjuague irrigando con una solución alcalina, previamente preparada. Este enjuague se mantiene hasta que la concentración de cianuro sea indetectable por análisis en el laboratorio Metalúrgico.

Para este estudio se envía esta solución percolada al laboratorio de análisis químico para determinar cianuro wad y cianuro total, y se sigue el enjuague hasta que se llegue en concentración de cianuro libre, por debajo de los límites permisibles establecidos para efluentes desechados de industrias mineras.

3.9. VARIABLES QUE SE OBTIENEN A PARTIR DE LAS PRUEBAS.

Finalmente, las pruebas experimentales permiten cuantificar y explicar las siguientes variables:

- 1 Ratio de lixiviación.
- 2 Ratio de reactivos.
- 3 Tiempo de lixiviación.
- 4 Extracción de oro.
- 5 Tiempo de lavado.

CAPÍTULO IV

ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS

4.1. ANÁLISIS DE RESULTADOS

4.1.1. Análisis Granulométrico

Se llevó a cabo el análisis granulométrico valorado de las siete muestras de taladros sónicos cuyos resultados se muestra la tabla 6.

Tabla 6

Análisis granulométrico de los siete taladros sónicos

Malla	Abertura (micras)	PR-PU20-201		PR-PU20-202		PR-PU20-203	
		% peso	Au, gpt	% peso	Au, gpt	% peso	Au, gpt
1 1/2"	38100	0,92	0,020	4,31	0,097	2,87	0,247
1"	25400	5,99	0,105	11,97	0,158	10,84	0,323
1/2"	12700	7,06	0,110	13,54	0,192	11,03	0,320
10	2000	42,51	0,171	33,40	0,180	35,55	0,300
200	75	28,32	0,097	25,00	0,132	28,76	0,187
-200	-75	15,22	0,098	11,79	0,157	10,95	0,317
		100	0,129	100	0,161	100	0,273
		P(80)= 0,277"		P(80)= 0,827"		P(80)= 0,673"	

(Continuación de la Tabla 6)

Análisis Granulométrico valorado

	PR-PU20-204		PR-PU20-205		PR-PU20-206		PR-PU20-207	
Malla	% peso	Au, gpt	% peso	Au, gpt	% peso	Au, gpt	% peso	Au, gpt
1 1/2"	7,50	0,105	8,12	0,106	5,73	0,071	4,40	0,172
1"	9,25	0,220	8,74	0,133	5,01	0,147	8,92	0,352
1/2"	10,08	0,296	9,14	0,286	12,47	0,176	12,20	0,272
10	35,17	0,300	30,52	0,290	38,14	0,155	36,26	0,339
200	26,14	0,143	27,57	0,217	25,53	0,132	24,99	0,171
-200	11,86	0,154	15,89	0,115	13,12	0,192	13,24	0,210
	100	0,219	100	0,213	100	0,151	100	0,266
	P ₍₈₀₎ = 0,800		P ₍₈₀₎ = 0,788		P ₍₈₀₎ = 0,598		P ₍₈₀₎ = 0,684	

Figura 29

Distribución Granulométrica

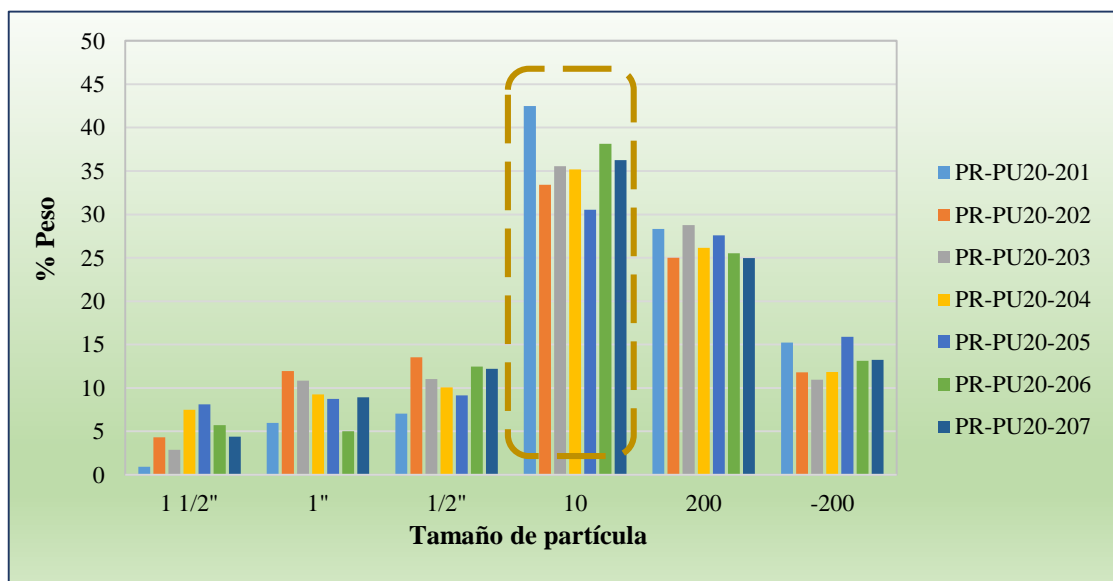
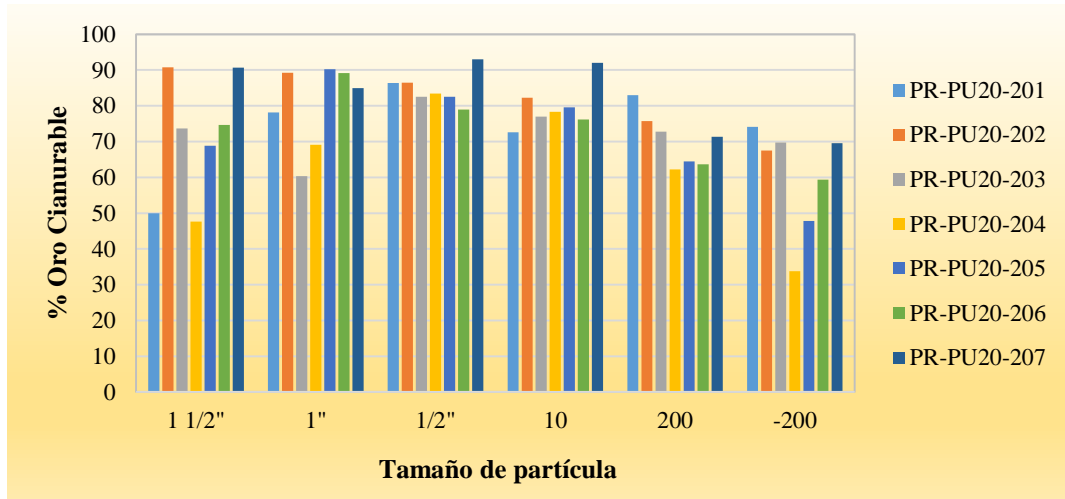


Figura 30

Ley de oro por malla



4.1.2. Prueba de lixiviación en BRT (60 ppm CN⁻)

Se realizó siete pruebas de lixiviación en botellas, uno por cada taladro sónico, en base a las constantes experimentales que se muestran en la Tabla 7.

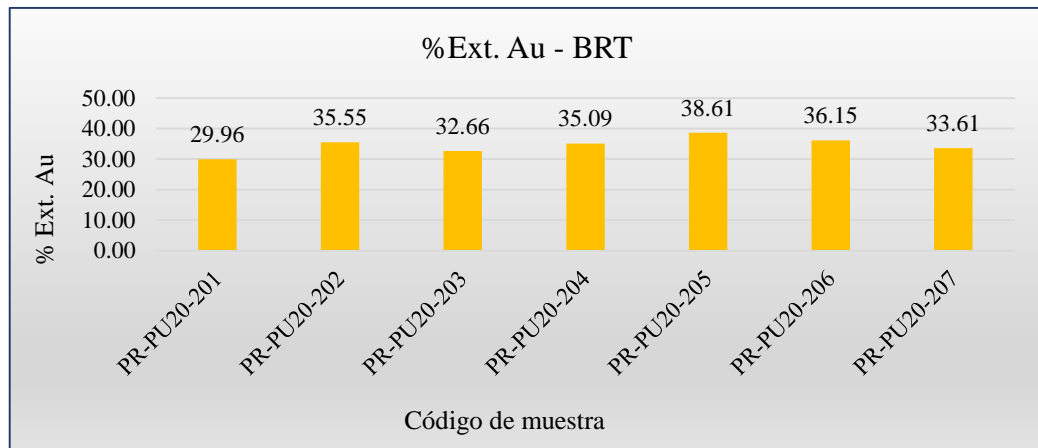
Tabla 7

Condiciones de constantes experimentales de prueba - BRT

DETALLES	CANTIDAD
Peso seco de la muestra (kg)	2,00
Volumen de agua de proceso (L)	3,00
Tamaño de partícula de la muestra	90% - m 10
Velocidad de agitación (rpm)	60
Tiempo de agitación (h)	96
Concentración de CN ⁻ (ppm)	60

Figura 31

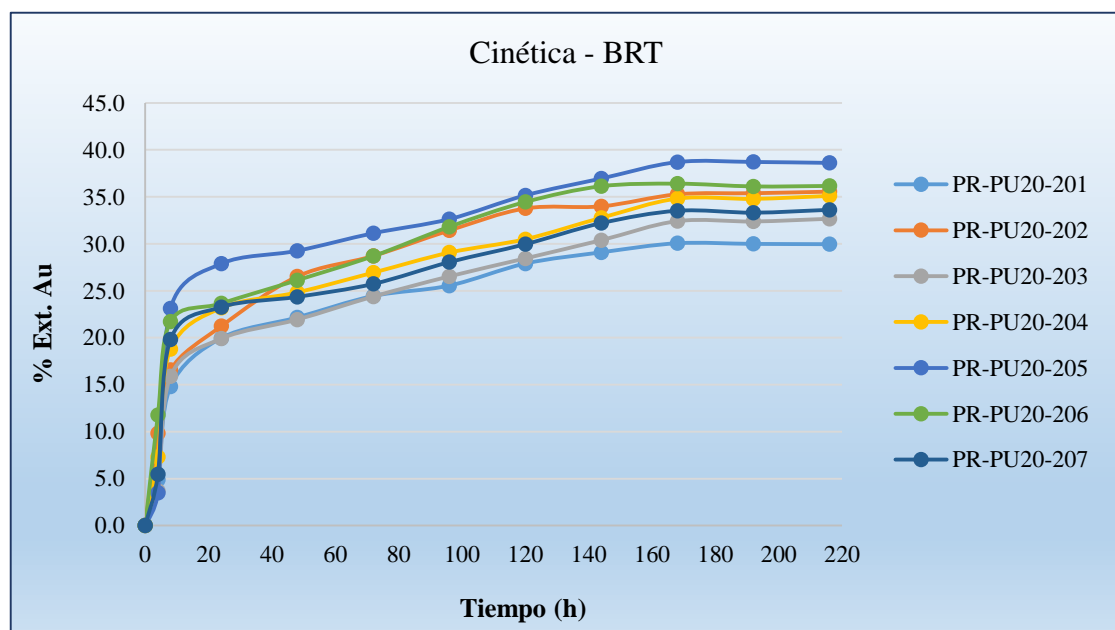
% Extracción de Au en prueba de BRT



En la Figura 31 se aprecia claramente el porcentaje de extracción de oro de las pruebas BRT, que muestran una extracción promedio para el oro de 34,51 % de las muestras que fueron extraídas por medio de perforación sónica de los puntos ubicados en las celdas de la pila de cianuración.

Figura 32

Cinética de extracción de Au en prueba de BRT a 60ppm [CN⁻]



En las pruebas de BRT a 60 ppm [CN⁻] de las muestras de perforación sónica, se observa el impacto de la velocidad de agitación en la curva de la cinética de extracción del oro.

4.1.3. Prueba de lixiviación en CLT

Se realizó pruebas en columnas a las condiciones y parámetros que muestra el siguiente cuadro.

Tabla 8

Información sobre las pruebas de lixiviación en columna y sus condiciones.

COLUMNAS	1	2	3	4	5	6	7
Tamaño de Partícula	100% - 5 cm	100% - 5 cm	100% - 5 cm	100% - 5 cm	100% - 5 cm	100% - 5 cm	100% - 5 cm
Densidad de riego (L/hm²)	11	11	11	11	11	11	11
Peso Húmedo (kg)	88,1	88,2	86,5	86,4	87,6	58,2	57,5
% Humedad	6,33	4,56	3,86	1,97	6,51	4,88	4,51
Ratio de Cal (kg/t)	0,3	0,3	0,25	0,2	0,28	0,23	0,3
[CN⁻] ppm	60	60	60	60	60	60	60

4.1.4. Determinación de % Humedades

Uno de los factores distintivos de Unidad Minera Pucamarca es la escasez de recursos hídricos. Conocer el contenido de agua del mineral en cuestión nos permite predecir el uso del agua y predecir la producción.

Porcentaje de Humedad Inicial: Humedad del mineral en el momento en que fue cargado en la columna.

Porcentaje de Humedad Saturada: La humedad mínima requerida para que el mineral drene su primera gota.

Porcentaje de Humedad Sobre saturada: Humedad que puede incorporar minerales humedeciendo completamente la muestra.

Porcentaje de Humedad de descarga: El contenido de humedad del mineral después de que la solución se haya drenado completamente de la columna.

Porcentaje de Humedad residual: humedad absorbida por los minerales después del riego y drenaje.

Se determina mediante la siguiente fórmula:

$$\%H \text{ Residual} = \%H \text{ Descarga} - \%H \text{ Inicial} \quad [20]$$

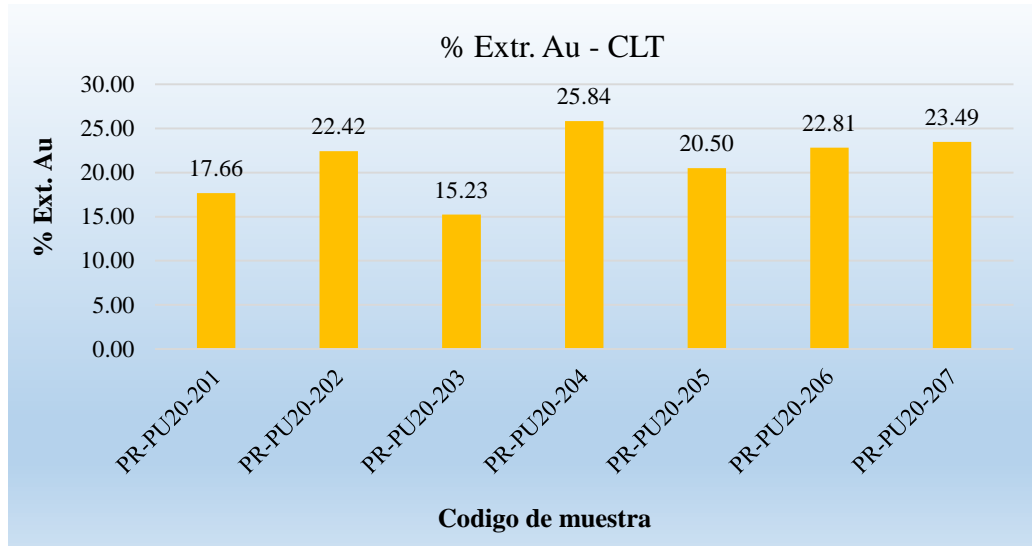
Tabla 9

%Humedades registradas de las pruebas de lixiviación en columnas.

Pruebas	Granulometría	%H Saturada	%H Inicial	%H Descarga	%H Residual
PR-PU20-201	100%-2"	12,8	6,33	8,76	2,43
PR-PU20-202	100%-2"	10,92	4,56	7,33	2,77
PR-PU20-203	100%-2"	10,66	3,86	6,34	2,48
PR-PU20-204	100%-2"	7,9	1,97	7,98	6,01
PR-PU20-205	100%-2"	15,38	6,51	9,31	2,8
PR-PU20-206	100%-2"	11,26	4,88	8,42	3,54
PR-PU20-207	100%-2"	14,46	4,51	8,01	3,5

Figura 33

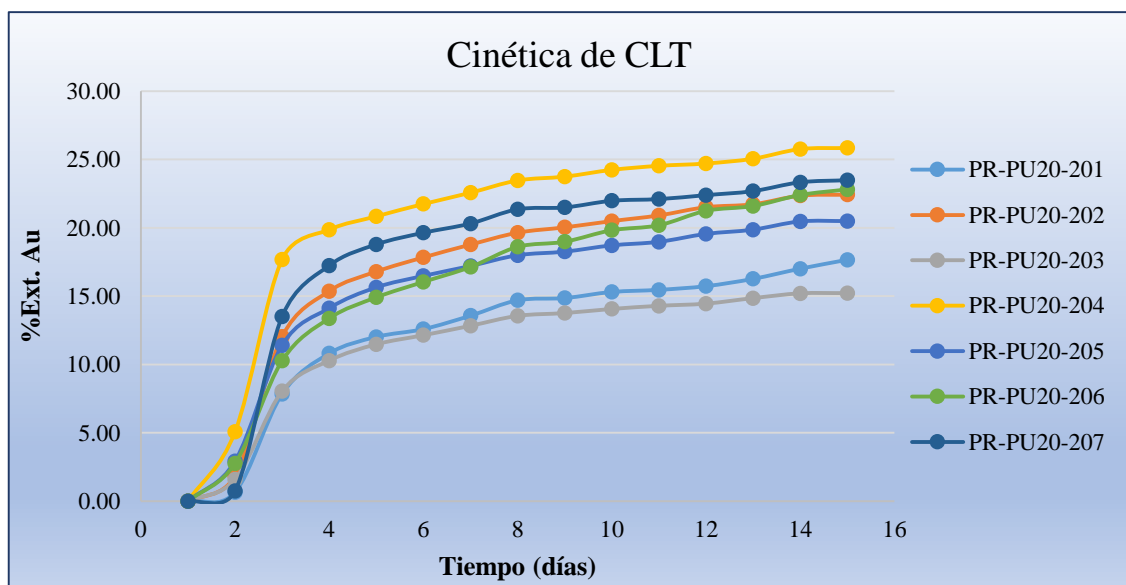
% Extracción de Au, en prueba de lixiviación en columnas



Las extracciones obtenidas en las pruebas de columna (CLT), evidencian extracciones mayores al 20 % de extracción de oro remanente de las muestras de perforación sónica.

Figura 34

Cinética de Extracción del Au en CLT.



En las pruebas de columna (CLT) a 60 ppm [CN⁻] de las muestras de perforación sónica, se observa el efecto de la velocidad de cianuración en la curva de la cinética de extracción del oro.

Tabla 10

Resumen de pruebas experimentales

Pruebas	Ley cabeza Au(g/t)	% Au BRT	% Au CLTs	NaCN (Kg/t)	H ₂ O (m ³ /t)	Cal (Kg/t)
PR-PU20-201	0,156	29,96	17,66	0,040	1,30	0,30
PR-PU20-202	0,169	35,55	22,42	0,046	1,24	0,30
PR-PU20-203	0,298	32,66	15,23	0,047	1,25	0,25
PR-PU20-204	0,265	35,09	25,84	0,043	1,21	0,20
PR-PU20-205	0,248	38,61	20,50	0,047	1,34	0,28
PR-PU20-206	0,209	36,15	22,81	0,064	1,91	0,23
PR-PU20-207	0,325	33,61	23,49	0,071	1,95	0,30

4.2. DISCUSIÓN DE RESULTADOS

4.2.1. Límites Máximos Permisibles

Límites Máximos Permisibles – LMP, es una medida de la concentración o nivel de elementos, sustancias o parámetros físicos, químicos y biológicos que caracterizan efluentes o emisiones, que al ser superados perjudican o pueden perjudicar la salud, tanto el bienestar de las personas como para el medio ambiente. El Ministerio del Medio Ambiente es el responsable de la determinación. Su cumplimiento es legalmente exigido por el Ministerio del Ambiente y los organismos que integran el Sistema Nacional de Gestión Ambiental.

El LMP mantiene la coherencia entre las normas generales definidas en los ECA y los niveles específicos de protección ambiental especificados para una fuente concreta. En cumplimiento de la legislación pertinente, el uso de estos instrumentos debe garantizar que no se supere la capacidad de carga de los ecosistemas.

Criterios para decidir el seguimiento y las sanciones los establece el propio ministerio.

Tabla 11

Cuadro de límites máximos permisibles.

Parámetro	Unidad	Límite en cualquier momento	Límite para el promedio anual
Ph		6 – 9	6 - 9
Sólidos Totales en Suspensión	mg/L	50	25
Aceites y Grasas	mg/L	20	16
Cianuro Total	mg/L	1	0,8
Arsénico Total	mg/L	0,1	0,08
Cadmio Total	mg/L	0,05	0,04
Cromo Hexavalente (*)	mg/L	0,1	0,08
Cobre Total	mg/L	0,5	0,4
Hierro (Disuelto)	mg/L	2	1,6
Plomo Total	mg/L	0,2	0,16
Mercurio Total	mg/L	0,002	0,0016
Zinc Total	mg/L	1,5	1.2

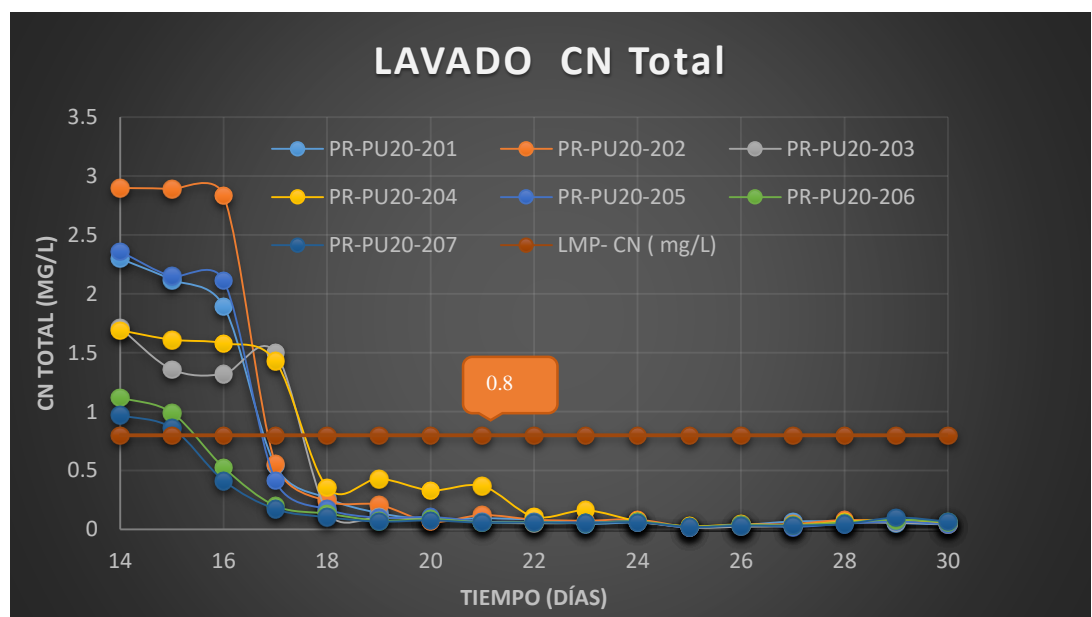
Nota. Basado en el Diario El Peruano Lima, sábado 21 de agosto 2010

4.2.2. Lavado de cianuro

Las pruebas de lavado se han realizado para determinar el tiempo de lavado adecuado para alcanzar el límite máximo permisible (LMP). Los resultados se muestran en la Figura 35.

Figura 35

CN total en la etapa de lavado de las pruebas



En la Figura 35 se aprecia que las 7 pruebas con las muestras de perforación sónica se muestran conformes a partir de los 17 días, cumpliendo así con los límites máximos permisibles (LMP) en la industria minera tal como se indica en la Tabla 11.

4.2.3. Evaluación cinética por el modelo de núcleo reducible

Para evaluar la cinética de disolución del oro remanente en el ripio (relave), en esta oportunidad se utilizó la modelización cinética de núcleo decreciente o reducible del oro remanente en ripios, donde los datos de lixiviación a modelos cinéticos se ajustaron al "modelo de núcleo decreciente o reducible" (Adams et al., 2020), que se utiliza habitualmente para describir reacciones de lixiviación heterogéneas (Liddell, 2005;

Hosseinzadeh, 2021) Este modelo considera un sistema de reacción simple $A + B =$ Productos, donde A es la especie acuosa reactiva (CN^-) y B es la especie lixiviada (ripio). Las partículas reactivas de B se consideran esferas y/o cilíndricos. Al principio de la reacción, toda la capa reactiva externa de las partículas está expuesta a la solución de lixiviación y, a medida que avanza la reacción, la parte reactiva se contrae, formando una capa porosa o gelatinosa de producto (Levenspiel, 2004). En las ecuaciones (20-22) se muestran tres variantes del modelo.

$$\frac{t}{\tau} = 1 - (1 - X)^{\frac{1}{3}} \quad [20]$$

$$\frac{t}{\tau} = 1 - 3(1 - X)^{\frac{2}{3}} + 2(1 - X) \quad [21]$$

$$\frac{t}{\tau} = \left[(1 - X)^{-\frac{1}{3}} - 1 \right] + \frac{1}{3} \ln(1 - X) \quad [22]$$

En estas ecuaciones, t es el tiempo que ha durado el experimento de lixiviación en el momento en que se toma una muestra determinada (min), t es el tiempo total de lixiviación (min) y X es la fracción reaccionada de la nanopartícula de oro lixiviada. Si un conjunto de datos concuerda con la Ecuación (20), la reacción está controlada por la velocidad de difusión de A a través de la capa límite de partículas (controlada por difusión). Si la Ecuación (21) describe los datos, la cinética está dominada por la reacción química REDOX (controlada por reacción). Si la Ecuación (22) se ajusta a los datos con precisión, ambas etapas influyen en la cinética (controlada por mezcla). Estos modelos se ajustaron a los datos de lixiviación mediante regresión

Finalmente, las recuperaciones por lixiviación (conversión de la fracción de oro, X) se determinaron del siguiente modo:

$$X = \frac{C_f * V_{Sol.}}{C_i * m_{W.m}} \quad [23]$$

donde C_i representa el contenido de en la muestra sólida (ppm); m denota el peso de la muestra (g); V representa el volumen de lixiviado (L), y C_f es la concentración de oro en el lixiviado (mg/L). En esta ocasión se tomó la información de la muestra proveniente del taladro 07 y son:

Masa de relave	: 2000 g
Masa de agua	: 3000 g (mL)
pH	: 10,57
Fuerza de cianuro	: 60 ppm
Velocidad de agitación	: 60 rpm

Los resultados se muestran en la Tabla 12 y la Tabla 13

Tabla 12

Modelo control por difusión

Tiempo Ag H	Au(soln.) mg	Au(disuelto) X	Control por difusión $1-(1-X)^{1/3}$
0	0	0	0
4	0,03	0,06521739	0,02222963
8	0,07	0,15217391	0,05354001
24	0,09	0,19565217	0,07000354
48	0,1	0,2173913	0,07845852
72	0,11	0,23913043	0,08707156
96	0,12	0,26086957	0,09585026
120	0,13	0,2826087	0,10480283
144	0,13	0,2826087	0,10480283
168	0,14	0,30434783	0,11393813
192	0,14	0,30434783	0,11393813
Au(cabeza)	0,46		

Figura 36

La regresión del modelo por difusión de la capa porosa de mineral de ganga

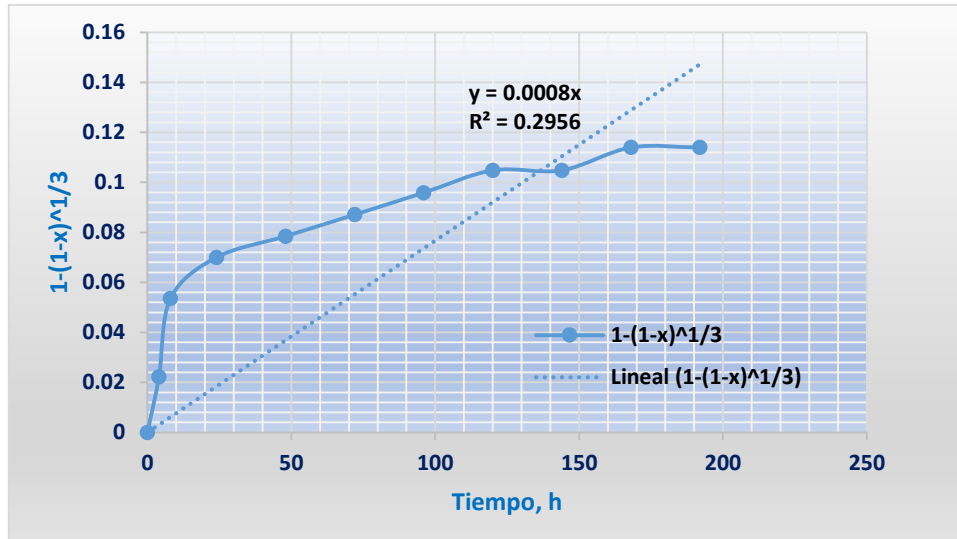


Tabla 13

Control químico y control mixto

Tiempo Ag h	Control Reacción Química $1-3(1-x)^{2/3}+2(1-x)$	Control mixto $[(1-x)^{-1/3}-1]+1/3*\ln(1-x)$
0	0	0
4	0,0001663676	1,5380E-09
8	0,0009789844	5,3303E-08
24	0,0016864982	1,5831E-07
48	0,0021269204	2,5192E-07
72	0,0026302240	3,8546E-07
96	0,0032006790	5,7116E-07
120	0,0038429605	8,2398E-07
144	0,0038429605	8,2398E-07
168	0,0045622001	1,1622E-06
192	0,0045622001	1,1622E-06

La regresión de los modelos de control por reacción química (Complejación) y por control mixto (difusional y químico) en y de la capa porosa de mineral de ganga se muestra en la Figura 37 y Figura 38.

Figura 37

Control por reacción química

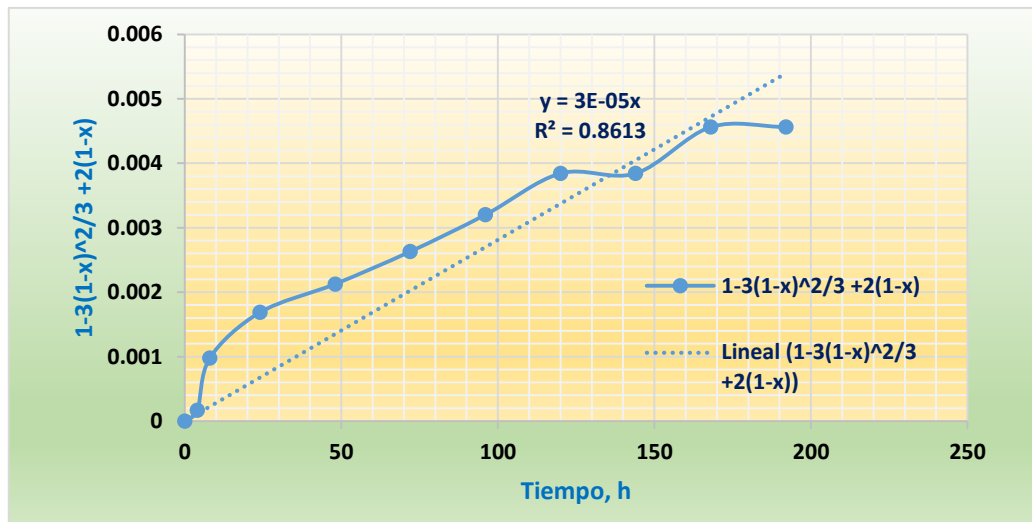
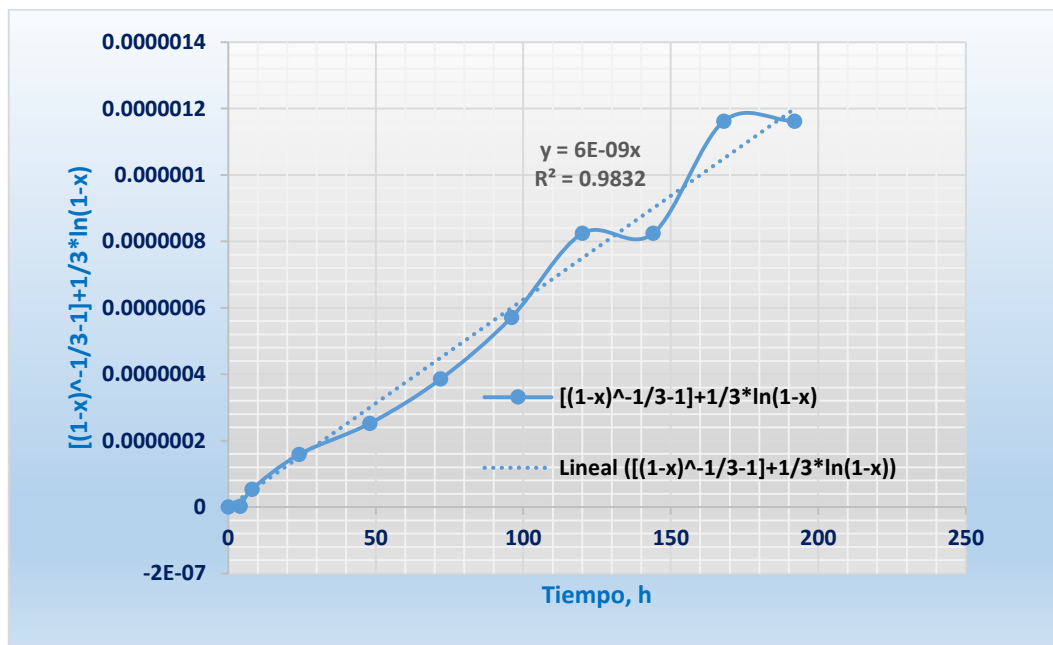


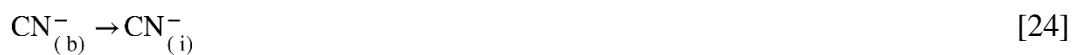
Figura 38

Control mixto (mezcla de los dos modelos anteriores)



De acuerdo con el modelo combinado mixto de difusión-adsorción-oxidación cumple estrechamente con la cinética que es ampliamente aceptada (Senanayake, 2005; Hosseinzadeh, 2021), debido a que, la cianuración del oro sigue los cinco pasos descritos

en las ecuaciones (24)-(27), que implican (i) la difusión del cianuro desde la solución a granel a la interfase denotada por b e i, (ii) el equilibrio de adsorción superficial, (iii) la oxidación anódica, (iv) la estabilización/desorción de los productos superficiales y (v) la difusión de los productos a la solución a granel, lo que conduce a la reacción global dada en la ecuación (29).



En consecuencia, se puede observar que el modelo mixto, mostrado en la Figura 38, representa el 99,28 % de los valores medidos a cada tiempo considerado mediante la técnica de regresión lineal, lo cual se puede interpretar que el mineral relave, contiene aún oro accesible y que es recuperable, en tanto que, hay fuerte influencia en la competencia de la roca por su alto contenido de sílica y sus variedades cristalinas que también manifiesta ser adsorbedora de cianuro y $\text{Au}(\text{CN})_{2(b)}^-$ (Li, 2020). También contrasta con el estudio mineralógico del relave y naturaleza refractaria, por los sulfuros que contiene y el encapsulamiento de nanopartículas de oro. Si se quisiera liberar este oro se tendría que adoptar el pretratamiento por ultrasonidos y la molienda ultrafina (Guo, 2022), y, por otro lado, estructurar otras condiciones experimentales optimizados, tal como el que se muestra en la Figura 39, resultaría bastante laborioso y no está al alce de este estudio.

Figura 39

Desencapsulamiento del oro del mineral refractario



Nota. Diagrama esquemático de ultrasonidos y molienda ultrafina. Adecuado de Guo et al. 2022
<https://doi.org/10.1016/j.hydromet.2022.105884>

Por lo tanto, para aplicar estas operaciones, se necesita hacer mayor investigación y un adecuado análisis económico que garantice la aplicación de una nueva tecnología de conminución.

4.3. PROPUESTA DE CIERRE PARA LA PILA DE CIANURACIÓN EN LA MINA PUCAMARCA, TACNA

Resumen Ejecutivo

La presente propuesta tiene como objetivo establecer un plan integral de cierre para la pila de cianuración en la Mina Pucamarca, ubicada en Tacna, con el fin de asegurar la gestión ambientalmente responsable y sostenible de las instalaciones mineras. Este plan abarca aspectos clave, desde la caracterización detallada de la pila hasta estrategias de remediación y restauración ambiental.

ASPECTOS CLAVE DE LA PROPUESTA

I. Caracterización de la Pila

- A. Descripción detallada de la estructura, dimensiones y diseño de la pila de cianuración en la Mina Pucamarca.

- B. Evaluación de la composición del material almacenado, incluyendo leyes de oro remanente.

II. Análisis Geoquímico

- A. Muestreo exhaustivo y análisis químico para determinar la composición del material almacenado, identificando posibles contaminantes y sus concentraciones.

III. Evaluación de Riesgos

- A. Análisis de riesgos asociados con la pila, incluyendo posibles fugas de cianuro y riesgos de estabilidad física.
- B. Propuestas para mitigar estos riesgos, como revestimientos adicionales y sistemas de drenaje mejorados.

IV. Medidas de Mitigación

- A. Implementación de medidas específicas para mitigar los riesgos identificados y reducir la liberación de sustancias tóxicas.
- B. Estrategias para mejorar la gestión ambiental durante el cierre de la pila.

V. Monitoreo Ambiental

- A. Desarrollo de un plan de monitoreo a largo plazo para evaluar la calidad del agua, suelo y aire en la zona circundante.
- B. Establecimiento de límites aceptables de contaminantes y protocolos de gestión para desviaciones.

VI. Remediación Ambiental

- A. Desarrollo de estrategias para la remediación de áreas impactadas por la operación de la pila, con un enfoque en la rehabilitación de suelos y cuerpos de agua contaminados.

VII. Desmantelamiento y Restauración

- A. Planificación detallada del desmantelamiento de la pila, con procedimientos para la gestión adecuada de residuos.
- B. Estrategias para la restauración del área a su condición original o a una condición aceptable desde el punto de vista ambiental.

VIII. Regulaciones y Cumplimiento Normativo

- A. Aseguramiento de que la propuesta cumple con todas las regulaciones ambientales y normativas locales, nacionales e internacionales.

IX. Participación Comunitaria

- A. Inclusión de la comunidad local en el proceso de cierre, considerando sus preocupaciones y recopilando su retroalimentación.

X. Plan de Contingencia

- A. Desarrollo de un plan detallado de contingencia para hacer frente a posibles emergencias, como derrames de cianuro.

XI. Informe Técnico y Documentación

- A. Preparación de un informe técnico exhaustivo que documente todos los aspectos mencionados y sirva como referencia para autoridades, partes interesadas y la comunidad en general.

Conclusiones

Esta propuesta de cierre para la pila de cianuración en la Mina Pucamarca se centra en la seguridad ambiental, la participación comunitaria y el cumplimiento normativo. Se espera que este plan garantice un cierre de instalaciones mineras que sea sostenible y respetuoso con el medio ambiente, protegiendo así la integridad del ecosistema local y la salud de la comunidad circundante.

CONCLUSIONES

1. Del mineral ripio del pad de cianuración en la Unidad Minera Pucamarca se logra extraer oro a nivel laboratorio en un porcentaje superior a los 20% del oro remanente.
2. En la etapa de lavado se logra reducir el cianuro total por debajo del límite máximo permisible (LMP) en los efluentes de actividades minero - metalúrgicos.
3. El ratio de lixiviación es equivalente al de una etapa de lixiviación de una celda de producción y se mantiene muy por debajo de $2\text{m}^3/\text{TM}$, pero, aun así, se ha demostrado que el proceso de lixiviación con cianuro del oro de menas refractarias reales es muy complejo y comprende varias reacciones intermoleculares que conducen a la liberación del oro y a la formación de otros subproductos. Los resultados muestran que es esencial conocer muy bien la mineralogía del mineral, la química en la pila y las variaciones asociadas para idear enfoques personalizados específicos para cada mineral y diagramas de flujo del proceso para obtener un rendimiento óptimo de la extracción y una mayor recuperación del oro.

RECOMENDACIONES

1. Continuar realizando más pruebas para contar con más datos y ejecutar con éxito el cierre de mina de la Unidad Minera Pucamarca.
2. Evaluar los resultados de extracción de oro obtenidos a nivel de laboratorio, y aplicar a nivel operacional de manera escalonada.
3. Se recomienda realizar pruebas a nivel operacional, variando los puntos de muestreo de los pad de cianuración para las pruebas de lixiviación en BRT y columna.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- 911METALLURGIST. (Enero de 2017). Introducción a la Lixiviación de Oro y Plata. Obtenido de <https://www.911metallurgist.com/metalurgia/cianuracion-oro-plata/>
- Gonzalez, M. (1994). Curado-Aglomeración-Lixiviación",Curso de capacitación, Universidad de Atacama, Copiapó. Chile.
- John Marsden, L. H. (2006). The Chemistry of Gold Extraction. https://books.google.com.bo/books/about/The_Chemistry_of_Gold_Extraction.html?id=OuoV-o_Xf-EC&redir_esc=y.
- MINISTERIO DE ENERGÍA Y MINAS. (Abril de 2006). GUÍA PARA LA ELABORACIÓN DE PLANES DE CIERRE DE MINAS. Obtenido de REPÚBLICA DEL PERÚ: https://www.minem.gob.pe/minem/archivos/file/DGAAM/guias/guia_cierre.pdf
- Minsur S.A. (Julio de 2006). Estudio de Impacto Ambiental del Proyecto Pucamarca. Obtenido de RESUMEN EJECUTIVO: https://www.minsur.com/wp-content/uploads/pdf/0_Resumen-Ejecutivo-EIA-plan-de-cierre.pdf
- MINSUR S.A. (1 de JUNIO de 2007). PRESENTACION FORO TECNICO. Obtenido de <http://www.chs-peru.com/Reporte/Boletinpasados/020907/Documentos/preseproypucamarca.pdf>
- Misari Chuquipoma, F. S. (2010). Metalurgia del Oro. Lima Peru, Universidad Nacional Mayor de San Marcos.
- Pedraza, J. Á. (15 de mayo de 2018). ¿Cuánto oro se ha extraído y cuánto queda por extraer en la Tierra? Obtenido de <https://oroinformacion.com/Cuanto-oro-se-ha-extraido-y-cuanto-queda-por-extraer-en-la-Tierra/>
- Perú - Ministerio del Ambiente. (2010). DECRETO SUPREMO N° 010-2010-MINAM. Obtenido de https://www.oefa.gob.pe/?wpfb_dl=3668

- Perú - Ministerio del Ambiente. (2021). Bicentenario - Perú. Obtenido de <https://infoaireperu.minam.gob.pe/limite-maximo-permisible-lmp/>
- Rodríguez, C., & Julca, D. (2020). "Gestión del cierre de minas en el Perú: Estudio técnico-legal sobre el alcance de la legislación peruana en el cierre de operaciones mineras", Documentos de Proyectos (LC/TS.2020/118), Santiago, Comisión Económica para América Latina y el Caribe (CEPAL). Obtenido de https://repositorio.cepal.org/bitstream/handle/11362/46076/S2000572_es.pdf?sequence=1&isAllowed=y
- Sánchez, L. A., & Cristóbal, A. E. (s.f.). GEOLOGÍA DEL PROYECTO PUCAMARCA. Obtenido de <https://app.ingemmet.gob.pe/biblioteca/pdf/CPG16-186.pdf>
- Villas Bôas, R. C., & Sanchez, M. M. (2006). Tecnologías Limpias en las Industrias Extractivas Minero-Metalúrgica y Petrolera.
- Walsh Perú S.A. (Abril de 2012). PLAN DE CIERRE DE MINAS: Resumen Ejecutivo, ANGLO AMERICAN, "Real Mining. Real People. Real Difference". Obtenido de http://energiayminasmoquegua.gob.pe/web/phocadownload/Estudios_Ambientales/PC/PC_Quellaveco.pdf
- Wikipedia. (Agosto de 2022). Minería del Oro. Obtenido de https://es.wikipedia.org/wiki/Miner%C3%ADa_del_oro
- Adams, M.D. (2005). Advantages in Gold Ore Processing, 1st ed.; Elsevier B.V.: Perth, Australia, 2005.
- Guo, X. Liu Z. Tian Q. Li, D. & Zhang, L. (2022) Gold extraction from Carlin-type concentrate by a novel environmentally friendly lixiviant. <https://doi.org/10.1016/j.hydromet.2022.105884>

- Asamoah, R. Skinner, W. Addai-Mensah, J. (2018). Alkaline cyanide leaching of refractory gold flotation concentrates and bio-oxidized products: The effect of process variables. <https://doi.org/10.1016/j.hydromet.2018.05.010>
- Senanayake, G. (2005). Kinetics and reaction mechanism of gold cyanidation: Surface reaction model via Au(I)–OH–CN complexes. <https://doi.org/10.1016/j.hydromet.2005.08.002>
- Adams, C. Porter, C. Robshaw, T. Bezzina, J. Shields, V. Hides, A. Bruce, R. & Ogden, M. (2020). An alternative to cyanide leaching of waste activated carbon ash for gold and silver recovery via synergistic dual-lixiviant treatment. *Journal of Industrial and Engineering Chemistry*. Volume 92, 25 December 2020, Pages 120-130. <https://doi.org/10.1016/j.jiec.2020.08.031>
- Hosseinzadeh, M. Zarandi, A. E. Pasquier, L. & Azizi, A. (2021). Kinetic Investigation on Leaching of Copper from a Low-Grade Copper Oxide Deposit in Sulfuric Acid Solution: A Case Study of the Crushing Circuit Reject of a Copper Heap Leaching Plant. *J. Sustain. Metall.* **7**, 1154–1168. <https://doi.org/10.1007/s40831-021-00408-5>
- Li, P. Li, X. & Dai, S. (2020). Adsorption of gold cyanide on quartz. *Colloids and Surfaces A: Physicochemical and Engineering Aspects*. Volume 590. 124 – 514. <https://doi.org/10.1016/j.colsurfa.2020.124514>

ANEXOS

Anexo 1

Cuarteado de mineral para pruebas en BRT



Anexo 2

Filtración de muestra de las Pruebas de BRT



Anexo 3

Medición de pH de soluciones cianuradas



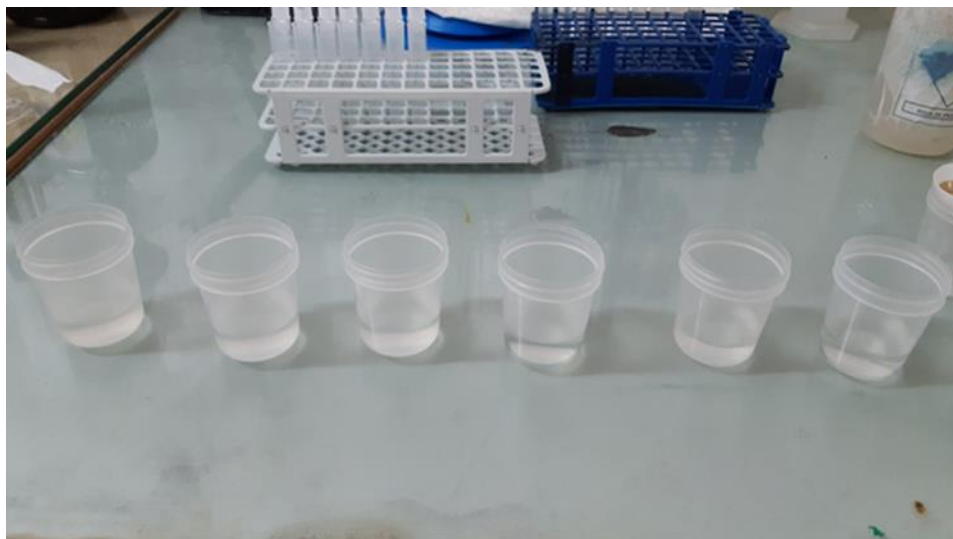
Anexo 4

Pesado de CN para las pruebas en BRT



Anexo 5

Solución rica para análisis químico



Anexo 6

Hidróxido de sodio y rodamina



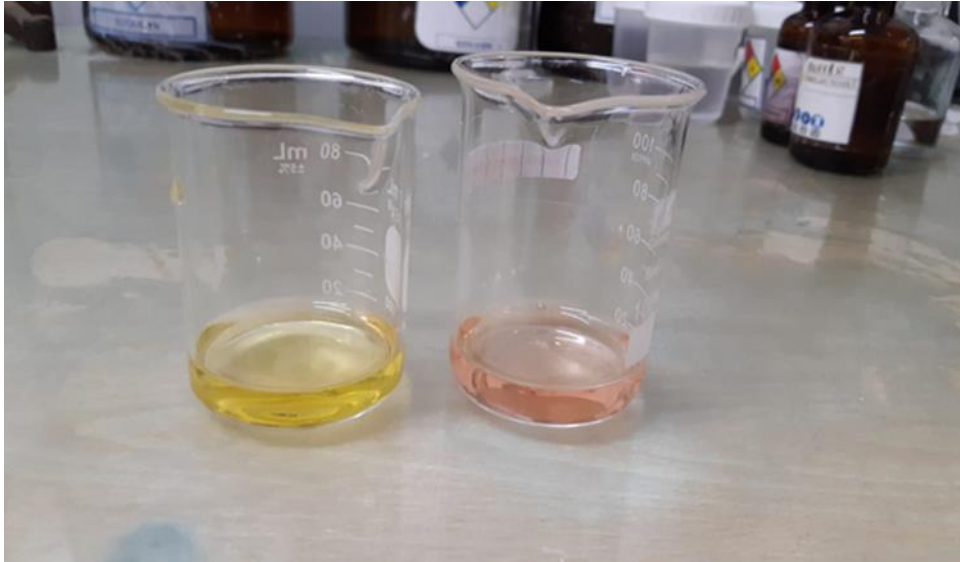
Anexo 7

Nitrato de plata



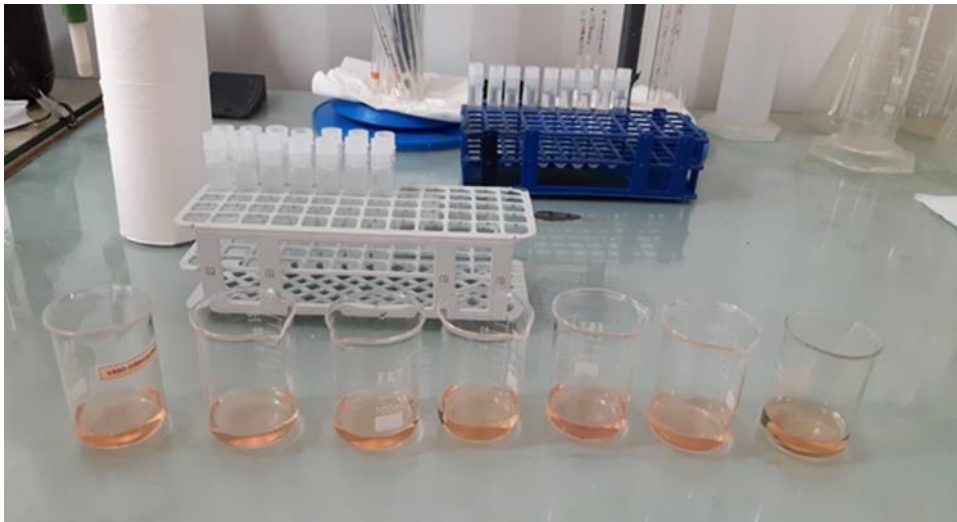
Anexo 8

Titulación de la solución cianurada antes y después de la titulación



Anexo 9

Titulación de la solución cianurada durante las pruebas de BRT Y Columna



Anexo 10

Mesa de rodillo para las pruebas de BRT




Anexo 11

Pad de cianuración de la UM



Anexo 12

Procedimiento para la prueba de lixiviación en botella (BRT) fino y grueso.

	PROCEDIMIENTO TÉCNICO SISTEMA DE GESTIÓN DE CALIDAD	Código : ANA-P-NR-ONSITE.27 Revisión : 00 Página : 1 de 6 Fecha : Octubre 2021
	Título: PRUEBA DE LIXIVIACIÓN EN BOTELLA (BRT) FINO Y GRUESO	Aprobado : OV
Copia Asignada a:	LA COPIA IMPRESA DE ESTE DOCUMENTO ES UNA COPIA NO CONTROLADA	

1. OBJETIVO

Establecer el procedimiento para la realización de la prueba de lixiviación en botella, la cual está orientada a medir el porcentaje de extracción de oro y plata, evaluar la cinética de disolución y el consumo de reactivos de muestras minerales, cumpliendo los lineamientos de seguridad, salud ocupacional y medio ambiente.

2. CAMPO DE APLICACIÓN

Todas las muestras recibidas en el laboratorio Metalúrgico que requieran determinar su porcentaje de extracción de oro y plata bajo las condiciones de la prueba BRT.

3. DOCUMENTOS DE REFERENCIA

- SSO-PU-PO-020 Procedimiento Operativo Orden y Limpieza.
- SSO-PU-PO-021 Procedimiento Operativo Selección y Uso de Equipos de Protección Personal.
- SSO-PU-PO-027 Procedimiento Operativo Protección Respiratoria.
- SSO-PU-PO-034 Procedimiento Operativo para Inspecciones
- MA-PU-PO-001 Procedimiento de manejo de residuos.
- ANA-IO-MIN.54 Instructivo Operativo y de Verificación de la Balanza
- ANA-IO-MIN.54 Instructivo Operativo y de Verificación de la estufa de secado
- ANA-IO-MIN.54 Instructivo Operativo y de Verificación del Multiparámetro

4. DEFINICIONES

Concepto	Definición
Lixiviación	La lixiviación , o extracción sólido-líquido , es una operación unitaria que consiste en la separación de una o varias sustancias (<i>solutos</i>) contenidas en una matriz sólida (fase portadora), usualmente pulverizada, mediante el uso de disolventes líquidos.
Cianuro Libre	Es el término utilizado para describir tanto al ión de cianuro (CN)- que se disuelve en el agua del proceso como cualquier cianuro de hidrógeno (HCN) que se forma en la solución.
Extracción	Es un indicador metalúrgico que expresa la eficiencia del proceso en términos de la cantidad de metal valioso que se recolecta en la solución cargada del metal valioso disuelto.
Solución rica o Solución Pregnant	Es la solución cargada con los metales valiosos disueltos posterior a un proceso de cianuración.
Pulpa	Mezcla en suspensión de mineral molido más agua.
Ripio de lixiviación	Residuo sólido del proceso de lixiviación, posee bajo contenido de oro y plata.

Confidencial - no debe ser fotocopiado excepto con permiso de QI Operational Integrity - SGS del Perú S.A.C.

Anexo 13

Malla valora por cada punto por perforación sónica

PR-PU20-201

PR-PU20-205

Malla	Abertura (micras)	% peso	Au, gpt	AuCN, gpt	AuCN, %	Au, mg	DistAu, %	Malla	Abertura (micras)	% peso	Au, gpt	AuCN, gpt	AuCN, %	Au, mg	DistAu, %
1 1/2"	38100	0.9	0.02	0.01	50.0	0.0	0.1	1 1/2"	38100	8.1	0.106	0.073	68.9	0.9	4.0
1"	25400	6.0	0.11	0.08	78.1	0.6	4.9	1"	25400	8.7	0.133	0.120	90.2	1.2	5.5
1/2"	12700	7.1	0.11	0.10	86.4	0.8	6.0	1/2"	12700	9.1	0.286	0.236	82.5	2.6	12.3
10	2000	42.5	0.17	0.12	72.6	7.3	56.2	10	2000	30.5	0.290	0.231	79.5	8.9	41.6
200	75	28.3	0.10	0.08	83.0	2.7	21.2	200	75	27.6	0.217	0.140	64.5	6.0	28.0
-200	-.75	15.2	0.10	0.07	74.2	1.5	11.5	-200	-.75	15.9	0.115	0.055	47.8	1.8	8.6
P(80)= 0.870 PULG		100.0	0.129	0.098	76.0	12.9	100.0	P(80)= 0.382 PULG		100.0	0.213	0.156	73.1	21.3	100.0

PR-PU20-202

PR-PU20-206

Malla	Abertura (micras)	% peso	Au, gpt	AuCN, gpt	AuCN, %	Au, mg	DistAu, %	Malla	Abertura (micras)	% peso	Au, gpt	AuCN, gpt	AuCN, %	Au, mg	DistAu, %
1 1/2"	38100	4.3	0.097	0.088	90.7	0.4	2.6	1 1/2"	38100	5.7	0.071	0.053	74.6	0.4	2.7
1"	25400	12.0	0.158	0.141	89.2	1.9	11.8	1"	25400	5.0	0.147	0.131	89.1	0.7	4.9
1/2"	12700	13.5	0.192	0.166	86.5	2.6	16.2	1/2"	12700	12.5	0.176	0.139	79.0	2.2	14.5
10	2000	33.4	0.180	0.148	82.2	6.0	37.4	10	2000	38.1	0.155	0.118	76.1	5.9	39.0
200	75	25.0	0.132	0.100	75.8	3.3	20.5	200	75	25.5	0.132	0.084	63.6	3.4	22.3
-200	-.75	11.8	0.157	0.106	67.5	1.9	11.5	-200	-.75	13.1	0.192	0.114	59.4	2.5	16.6
P(80)= 0.368 PULG		100.0	0.161	0.130	80.9	16.1	100.0	P(80)= 0.382 PULG		100.0	0.151	0.108	71.6	15.1	100.0

PR-PU20-203

PR-PU20-207

Malla	Abertura (micras)	% peso	Au, gpt	AuCN, gpt	AuCN, %	Au, mg	DistAu, %	Malla	Abertura (micras)	% peso	Au, gpt	AuCN, gpt	AuCN, %	Au, mg	DistAu, %
1 1/2"	38100	2.9	0.247	0.182	73.7	0.7	2.6	1 1/2"	38100	4.4	0.172	0.156	90.7	0.8	2.9
1"	25400	10.8	0.323	0.195	60.4	3.5	12.8	1"	25400	8.9	0.352	0.299	84.9	3.1	11.8
1/2"	12700	11.0	0.320	0.264	82.5	3.5	12.9	1/2"	12700	12.2	0.272	0.253	93.0	3.3	12.5
10	2000	35.6	0.300	0.231	77.0	10.7	39.1	10	2000	36.3	0.339	0.312	92.0	12.3	46.3
200	75	28.8	0.187	0.136	72.7	5.4	19.7	200	75	25.0	0.171	0.122	71.3	4.3	16.1
-200	-.75	11.0	0.317	0.221	69.7	3.5	12.7	-200	-.75	13.2	0.210	0.146	69.5	2.8	10.5
P(80)= 0.421 PULG		100.0	0.273	0.201	73.7	27.3	100.0	P(80)= 0.382 PULG		100.0	0.266	0.227	85.6	26.6	100.0

Anexo 14

Formato de pruebas de cianuración en botellas

PRUEBA DE CIANURACIÓN EN BOTELLA																															
Código muestra		Condiciones de la Prueba				Finos Cabeza Au (mg)				Finos Cabeza Ag (mg)				Finos Cabeza Cu (mg)				Finos Cabeza Hg (mg)				Muestras sólidas ENSAY				Área de trazado		Res sólidas			
PR-PU20-201		Granulometría 100%-2"				0.24				7.80				84.00				75.53				Cabeza ensay Au (g/t)				0.156		Ripio Au (g/t)		0.11	
Código cliente		Peso seco de mineral (kg)				Cabeza calc Au (g/t)				Cabeza calc Ag (g/t)				Cabeza calc Cu (g/t)				Cabeza calc Hg (g/t)				Cabeza ensay Ag (g/t)				5.20		Ripio Ag (g/t)		4.13	
TALADRO 1		Peso del agua (kg)				0.16				5.40				54.53				Cabeza ensay Cu (g/t)				56.00		Ripio Cu (g/t)		51.00					
Fecha de inicio:		pH natural				Cabeza ensay Hg (g/t)				Cabeza ensay Ctotal (%)				Cabeza ensay Stotal (%)				Cabeza ensay Hg (g/t)				50.33		Ripio Hg (g/t)		43.12					
Hora de inicio:		Adición de cal (g)				Cabeza calc Au (g/t)				Cabeza calc Ag (g/t)				Cabeza calc Cu (g/t)				Cabeza calc Hg (g/t)				0.02									
2/03/2021		pH final				0.16				5.40				54.53				Cabeza CN (ppm)				0.15									
8:00 a. m.		Fuerza de CN- libre (ppm)				0.16				54.53				Cabeza CN (ppm)				0.11													
		Velocidad de agitación (RPM)				46.61				69.23																					
TIEMPO AGITACIÓN (h)	ALÍCUOTA (ml)	Gasto AgNO3 (ml)	PARÁMETROS			LEY Solución Rica (ppm)				mg descontados				FINOS EN SOLUCIÓN (mg)				EXTRACCIÓN (%)				ADICIÓN CNN		ADICIÓN CAL							
			CN libre (ppm)	pH inicial	pH final	Au	Ag	Cu	Hg	Au	Ag	Cu	Hg	Au	Ag	Cu	Hg	Au	Ag	Cu	Hg	(g)	(kg/t)	(g)	(kg/t)						
0	0	0.00	0	7.44	10.66	0.000	0.000	0.00	0.00	0.000	0.000	0.000	0.000	0.00	0.00	0.00	0.00	0.0	0.0	0.0	0.0	0.17	0.12	0.30	0.20						
4	30	2.30	46.0	9.68	10.91	0.008	0.250	0.01	0.35	0.000	0.008	0.000	0.011	0.01	0.38	0.01	0.53	4.90	4.81	0.01	0.69	0.04	0.03	0.15	0.10						
8	27	3.00	60.0	9.90	10.78	0.024	0.370	0.81	0.46	0.001	0.010	0.022	0.012	0.04	0.56	1.22	0.70	14.79	7.21	1.45	0.93	0.00	0.00	0.08	0.05						
24	28	1.85	37.0	9.50	10.76	0.032	0.480	0.87	0.59	0.001	0.013	0.024	0.017	0.05	0.74	1.33	0.91	19.96	9.46	1.58	1.20	0.07	0.04	0.20	0.13						
48	31	1.68	33.6	9.56	10.69	0.035	0.590	1.27	0.75	0.001	0.018	0.039	0.023	0.05	0.92	1.95	1.16	22.16	11.74	2.32	1.54	0.08	0.05	0.25	0.17						
72	32	1.95	39.0	9.27	10.65	0.038	0.710	1.76	1.44	0.001	0.023	0.056	0.046	0.06	1.11	2.73	2.22	24.44	14.28	3.25	2.94	0.06	0.04	0.28	0.19						
96	32	1.60	32.0	9.28	10.60	0.039	0.880	2.20	2.25	0.001	0.028	0.070	0.072	0.06	1.39	3.44	3.48	25.55	17.85	4.10	4.61	0.08	0.05	0.30	0.20						
120	34	1.65	33.0	9.50	10.73	0.042	0.980	2.46	2.35	0.001	0.033	0.084	0.080	0.07	1.57	3.90	3.71	27.89	20.13	4.65	4.90	0.08	0.05	0.30	0.20						
144	55	2.73	54.6	9.94	10.56	0.043	1.080	2.73	2.66	0.002	0.059	0.150	0.146	0.07	1.75	4.39	4.25	29.09	22.48	5.23	5.62	0.02	0.01	0.10	0.07						
168	31	1.60	32.0	9.56	10.56	0.043	1.120	2.96	2.84	0.001	0.035	0.092	0.088	0.07	1.87	4.89	4.67	30.05	24.01	5.82	6.17	0.08	0.05	0.30	0.20						
192	34	1.97	39.4	9.80	10.65	0.042	1.110	3.05	3.01	0.001	0.038	0.104	0.102	0.07	1.89	5.11	5.01	29.98	24.26	6.09	6.63	0.06	0.04	0.25	0.17						
216			0.0	10.04		0.041	1.090	3.10	3.09	0.000	0.000	0.000	0.000	0.07	1.90	5.29	5.23	29.96	24.36	6.30	6.92	0.17	0.12								
										0.012	0.265	0.642	0.597	0.07	1.90	5.29	5.23	30.05	24.36	6.30	6.92	0.90	0.49	2.51	1.67						

Resumen 1

Gráficas

BRT TLD1

BRT TLD2

BRT TLD3

BRT TLD4

BRT TLD5

BRT TLD6

BRT TLD7

M.V-TLDR1

N ...

Configuración para ac

Anexo 15

Matriz de consistencia

PROBLEMA	OBJETIVOS	JUSTIFICACION	HIPOTESIS	VARIABLES	INDICADORES	DISEÑO
<p>PROBLEMA GENERAL</p> <p>¿Cuál es el tiempo de lavado y extracción de oro remanente al cierre de operaciones en el pad de cianuración de la unidad minera Pucamarca-MINSUR?</p>	<p>OBJETIVO GENERAL</p> <p>Estimar el tiempo de lavado y extracción de oro remanente del pad de cianuración al cierre de operaciones.</p>	<p>En Pucamarca, está próximo a terminar la vida operativa de extracción de oro por ello es necesario realizar pruebas en busca de datos que alimenten al plan de cierre de mina, que permita sea más rentable y que además no quede impactos negativos al medio ambiente.</p> <p>Este trabajo de investigación propone realizar pruebas de lixiviación al mineral ripio obtenido del pad de cianuración, continuado de un lavado con agua de proceso alcalinizado.</p>	<p>HIPÓTESIS PRINCIPAL</p> <p>Al realizar lavado en el pad de lixiviación de la unidad minera Pucamarca-Minsur, se extraerá oro remanente del mineral ya lixiviado en un tiempo determinado.</p>	<p>VARIABLES INDEPENDIENTE</p> <p>Lavado de la pila de Cianuración: -Densidad de Riego -Tiempo de lixiviación -Tiempo de lavado -Concentración de Cianuro</p>	<p>$L/(h \cdot m^2)$ h d ppm o mg/L</p>	<p>POBLACION</p> <p>Celda de la pila de Cianuración</p> <p>MUESTRA</p> <p>Está constituida por el mineral ripio proveniente de perforación sónica de las celdas de la pila de cianuración</p> <p>EQUIPOS</p> <p>Chancadora de quijada Cuarteador Gilson Tamizador Gilson Horno de Secado Mesa de rodillo Botellas de 1 y 20lt Columnas metálicas</p>
<p>PROBLEMAS ESPECIFICOS</p> <p>¿Cómo agotar el cianuro libre remanente en el pad de cianuración de la UM Pucamarca Minsur?</p> <p>¿Cómo extraer oro del ripio que quedará al finalizar la operación en el pad de cianuración de la UM Pucamarca Min sur?</p>	<p>OBJETIVOS ESPECIFICOS</p> <p>Realizar agotamiento de cianuro libre remanente en el mineral del pad de cianuración de la UM Pucamarca</p> <p>Extraer oro remanente del mineral ya lixiviado en el pad, de la UM Pucamarca.</p>		<p>HIPÓTESIS ESPECIFICAS</p> <p>En la etapa de lavado se podrá neutralizar el material apilado en el pad.</p> <p>En la prueba de lixiviación se lograra extraer oro remanente desde el mineral ripio</p>	<p>VARIABLES DEPENDIENTE</p> <p>Porcentaje de extracción del Oro (%Ext. Au).</p>	<p>%Ext.</p>	<p>INSTRUMENTACION</p> <p>Análisis químico. Malla valorada</p> <p>MATERIALES</p> <p>EPPs, Bombas peristálticas Reactivos químicos Materiales de vidrio y plásticos</p> <p>METODOLOGÍA</p> <p>Diseño experimental - investigación aplicada.</p>