

UNIVERSIDAD NACIONAL JORGE BASADRE GROHMANN - TACNA

## Facultad de Ingeniería

Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica y Materiales

MEJORAMIENTO DEL PROCESO DE EXTRACCIÓN  
DE ORO Y PLATA USANDO PERÓXIDO DE  
HIDRÓGENO EN LA UNIDAD MINERA  
PUCAMARCA - MINSUR - TACNA

## TESIS

Presentada por:

Bach. José Luis Fora Jinez

Para optar el Título Profesional de:

INGENIERO METALURGISTA

TACNA - PERÚ

2018

**UNIVERSIDAD NACIONAL JORGE BASADRE GROHMANN – TACNA**

**Facultad de Ingeniería**

Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica y Materiales

**MEJORAMIENTO DEL PROCESO DE EXTRACCIÓN  
DE ORO Y PLATA USANDO PERÓXIDO DE  
HIDRÓGENO EN LA UNIDAD MINERA  
PUCAMARCA-MINSUR – TACNA**

Tesis sustentada y aprobada el día 27 de setiembre del 2017, estando integrado el Jurado Calificador por:

**PRESIDENTE**

  
: .....  
Dr. Tolomeo Raúl Soto Pérez

**SECRETARIO**

  
: .....  
Ing. Zoilo Edgardo Valdivia Infantas

**VOCAL**

  
: .....  
Mgr. Raúl del Pozo Tello

**ASESOR**

  
: .....  
Dr. Nataniel Mario Linares Gutiérrez

## **DEDICATORIA**

Gracias a dios por dar sentido a mi vida y guiarme por el camino del bien.

Dedicado con cariño y mucho amor para mis padres y hermanos. Por haberme inculcado los valores en mi formación como persona y por brindarme todo su apoyo y comprensión.

En especial a ti mama que estas en el cielo gracias por haberme apoyado siempre en mis decisiones, sé que desde el cielo guías mis pasos.

A mi hija y esposa B.D.P.A por su apoyo y comprensión, durante todo este tiempo de estudios, gracias por creer siempre en mí.

## **AGRADECIMIENTO**

Un agradecimiento especial a la UNIDAD MINERA PUCAMARCA-MINSUR, por haberme brindado su apoyo y las facilidades para el desarrollo de la presente tesis, igualmente al ingeniero José Luis Vidarte Mirezalde, Gerente general de empresa EMC2 CONSULTING SAC, por la confianza y apoyo en esta tesis de investigación.

A mis padres, por darme la vida, una maravillosa formación, por su ternura y todo su amor, y por contagiarme de sus fortalezas, y esas fuerzas para seguir adelante y no flaquear, y sé que desde el cielo mi madre me sigue ayudando en todo.

A mi casa de estudios, la Universidad Nacional Jorge Basadre Grohmann, en especial a los docentes de la Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica, por su contribución en mi formación profesional.

A mi asesor de tesis Dr. Ing. Nataniel Mario Linares Gutiérrez por su apoyo, dedicación de tiempo y por haber compartido conmigo sus conocimientos.

## CONTENIDO

	Pág.
DEDICATORIA	iii
AGRADECIMIENTO	iv
CONTENIDO	v
ÍNDICE DE TABLAS	x
ÍNDICE DE FIGURAS	xii
RESUMEN	xv
INTRODUCCIÓN	1

### CAPÍTULO I

#### GENERALIDADES

1. Breve descripción de la mina Pucamarca-Minsur	3
1.1. Ubicación	3
1.2. Geología del yacimiento Pucamarca	4
1.3. Caracterización Mineralógica	6
1.3.1. Estudio mediante microscopía electrónica de barrido	7
1.3.2. Representación abreviada de las especies minerales	8

1.4.	Planta extractiva de oro Pucamarca	12
1.5.	Refinería	22

## **CAPÍTULO II**

### **PLANTEAMIENTO DE PROBLEMA**

2.	Descripción de problema	23
2.1.	Antecedentes del problema	23
2.1.1.	Problemática de la investigación	24
2.1.2.	Formulación del problema	25
2.1.2.1.	Problema principal	25
2.1.2.2.	Problemas secundarios	25
2.2.	Justificación e importancia de la investigación	26
2.3.	Alcances y limitaciones	26
2.4.	Objetivos	27
2.4.1.	Objetivo general	27
2.4.2.	Objetivo específicos	27
2.5.	Hipótesis general	

## **CAPÍTULO III**

### **MARCO TEÓRICO**

3.	Marco teórico de la investigación	28
----	-----------------------------------	----

3.1.	Antecedentes del estudio	28
3.2.	Bases teóricas	30
3.2.1.	Hidrometalurgia	30
3.2.2.	Cianuración de oro	31
3.2.3.	Proceso de lixiviación asistida por peróxido (PAL)	36
3.2.4.	Peróxido de hidrógeno	37
3.2.5.	Lixiviación en valle	39
3.2.6.	Diseño del Sistema de Riego	40
3.3.	Definición de términos	41

## **CAPÍTULO IV**

### **MARCO METODOLÓGICO**

4.	Metodología de la investigación	43
4.1.	Tipo y diseño de investigación	43
4.1.1.	Tipo de investigación	43
4.1.2.	Nivel de la investigación	43
4.1.3.	Diseño de la investigación	45
4.2.	Población y muestra	46
4.2.1.	Población	46
4.2.2.	Muestra	46
4.3.	Operacionalización de variables	46

4.4.	Técnica de recolección y análisis de datos	47
4.4.1.	Técnica de recolección de datos	47
4.4.2.	Técnica de análisis de datos	48
4.4.3.	Materiales y equipos	48
4.5.	Caracterización de la muestra	50
4.5.1.	Caracterización geológica	50
4.5.2.	Caracterización química y ley promedio de la Sílice masiva	52
4.5.3.	Granulometría de la muestra	53
4.6.	Ejecución de las pruebas de lixiviación	54
4.6.1.	Pruebas de cianuración en columna	54
4.6.2.	Pruebas de cianuración en botella	55
4.6.3.	Pruebas de lixiviación en columna	58

## **CAPÍTULO V**

### **RESULTADOS Y DISCUSIÓN**

5.	Resultados y discusión de la investigación	63
5.1.	Resultados de las pruebas de lixiviación en botella estándar	64
5.2.	Resultados de pruebas de lixiviación en botella con H <sub>2</sub> O <sub>2</sub>	67
5.3.	Pruebas estándar de lixiviación en columna	72
5.4.	Pruebas de lixiviación en columna con uso de H <sub>2</sub> O <sub>2</sub>	74

5.4.1. Análisis general de las pruebas metalúrgicas respecto a la extracción de oro con peróxido de hidrógeno	76
5.4.2. Resumen de consumo de reactivos	77
5.5. Discusión	78
5.6. Contrastación de hipótesis	79
<b>CONCLUSIONES</b>	80
<b>RECOMENDACIONES</b>	81
<b>REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS</b>	83
<b>ANEXOS</b>	
Anexo 1	91
Anexo 2	92

## ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Caracterización de las especies minerales.	8
Tabla 2. Especies minerales en la muestra PCMET 016-6950	
-malla 100.	9
Tabla 3. Minerales identificados en la muestra PCMET 016-6950	
-malla 100.	10
Tabla 4. Unidades geológicas del tajo Checocollo	51
Tabla 5. Porcentaje de distribución alteraciones en el tajo Checocollo	51
Tabla 6. Tenor de principales elementos en el mineral en estudio, ICP	52
Tabla 7. Análisis granulométrico de cabeza valorado	53
Tabla 8. Resultados de la prueba BRT-1 y 2 estándar en botella	64
Tabla 9. Resultados de las pruebas BRT-3 y 4 estándar en botella	65
Tabla 10. Consumo total de NaCN y Cal	65
Tabla 11. Resultados de las pruebas en botella a 1000 ppm	
adicionando H <sub>2</sub> O <sub>2</sub>	67
Tabla 12. Resultados de las pruebas en botella a 1000 ppm	
adicionando H <sub>2</sub> O <sub>2</sub>	69
Tabla 13. Resultados de las pruebas en botella a 1000 ppm	
adicionando H <sub>2</sub> O <sub>2</sub> 0,1 %	70

Tabla 14. Resultados de las pruebas en botella a 1000 ppm adicionando $\text{H}_2\text{O}_2$ 0,1 %	71
Tabla 15. Resultados de las pruebas estándar en columna	72
Tabla 16. Resultados de las pruebas en columna con uso de $\text{H}_2\text{O}_2$	75
Tabla 17. Consumo de reactivos en la lixiviación en columna	77
Tabla 18. Data de la prueba de lixiviación en columna C-13	89
Tabla 19. Data de la prueba de lixiviación en columna con $\text{H}_2\text{O}_2$ C-13	91

## ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Ubicación geográfica de la unidad Pucamarca-MINSUR.	4
Figura 2. Diatrema Pucamarca.	5
Figura 3. Partículas óxidos de Fe asociadas con los óxidos de FeMn	10
Figura 4. Partículas óxidos de Fe asociadas con los óxidos de FeMn	11
Figura 5. a) Presencia de grano mixto entre óxidos de Fe-Sb-As (OXs-Fe) con presencia de oro dentro de su composición química (solución sólida) con cuarzo (cz) de aproximadamente 200 $\mu\text{m}$ ; b) Espectro que muestra los elementos presentes: Oxígeno, Silicio, Azufre, Hierro, Oro y Arsénico.	11
Figura 6. Esquema simplificado de la Planta Extractiva Pucamarca	13
Figura 7. Esquema de la etapa de chancado de la Planta Extractiva Pucamarca	14
Figura 8. Preparación del pad con la geomenbrana.	15
Figura 9. Estructura de las capas antes y después del revestimiento.	15
Figura 10. Descarga del mineral en la pila.	16
Figura 11. Tractor de ruedas conformando la pila.	18

Figura 12. Configuración del sistema de riego.	18
Figura 13. Poza de PLS y poza de grandes eventos	19
Figura 14. Vista panorámica de la planta ADR.	22
Figura 15. Esquema de la reacción sólido-líquido para la disolución del oro con cianuro.	34
Figura 16. Aspectos constructivos del método VLP.	39
Figura 17. Aspectos constructivos del método VLP en Pucamarca.	40
Figura 18. Sistema de riego por goteo en Pucamarca-Minsur.	41
Figura 19. Configuración del trabajo experimental.	45
Figura 20. Operaciones de toma y preparación de la muestra.	50
Figura 21: Angra de la muestra de la alteración Sílice masiva.	54
Figura 22. Cinética de extracción de oro.	66
Figura 23. Cinética de extracción de plata.	67
Figura 24. Cinética de disolución de oro usando peróxido.	68
Figura 25. Cinética de disolución de la plata usando peróxido.	69
Figura 26. Cinética de disolución del oro usando $H_2O_2$ 0,1 %.	70
Figura 27. Cinética de disolución de la plata usando $H_2O_2$ 0,1 %.	71
Figura 28. Cinética de prueba de lixiviación estándar en columna.	73
Figura 29. Cinética de prueba de lixiviación estándar en columna.	74
Figura 30. Cinética, prueba en columna con uso de $H_2O_2$ .	75
Figura 31. Cinética, prueba en columna con uso de $H_2O_2$ .	76

Figura 32. Comparación de eficiencia en el % de extracción de oro.	77
Figura 33. Consumo de reactivos.	78
Figura 34. Concentración de oro residual en la mena Fairview	79
Figura 35. Configuración del sistema de muestreo	88

## RESUMEN

El objetivo de esta investigación ha sido mejorar la extracción de oro y plata de la alteración sílice masiva adaptando el proceso lixiviación asistida con peróxido para mejorar el proceso convencional de cianuración en la planta extractiva de la unidad minera Pucamarca-Minsur. La metodología de investigación empleada fue la experimental con muestreo a mano y cuarteo sucesivo con el fin de mejorar la disolución de oro y plata. Las pruebas exploratorias en columna se han realizado comparando las distintas variables propias del proceso con lo cual se ha logrado incrementar el nivel de oxígeno y la cinética de lixiviación, permitiendo minimizar el consumo de cianuro y reducción en el tiempo de lixiviación, por pasivación de los minerales de sulfuro consumidores de cianuro. También se ha realizado pruebas en botella del ripio de lixiviación de las columnas, con una reducción de tamaño de partícula de 63,6 mm a 6,35 mm con lo que se consiguió incrementar de 29 % a 46 %. Los resultados obtenidos han permitido mejorar los parámetros del proceso de cianuración, lográndose obtener extracciones de oro de 76,3 % a 80,6 %, con una variación de gasto del 10 % y 12 % de peróxido de hidrógeno.

## INTRODUCCIÓN

En estos últimos años la región Tacna ha pasado de ser productora de cobre a ser productora de oro y plata al implementarse el proyecto minero Pucamarca-MINSUR, el cual a junio del presente año tiene una producción 234 526 gramos finos de oro y acumulada a la fecha de 1 620 kg finos de oro, 244 kg finos de plata y acumulada a la fecha de 1503 kg finos de plata (MINEM, junio 2017), permitiendo un incremento en el ingreso como canon minero, sobre-canon y regalías mineras, así como el incremento de puestos de trabajo. Ello conlleva a indicar que en el Perú la industria de los minerales (minera y metalúrgica) constituye una importante fuente de riqueza al erario nacional, regional y local. Sin embargo, se expresa también que las leyes de las menas explotables se hacen más bajas y más complejas al punto que se van haciendo refractarias a los procesos extractivos desarrollados a la fecha, por tanto, se deben realizar continuos trabajos de investigación para optimizarlos o innovarlos. Por otro lado, esta industria está soportando con mayor fuerza la legislación medioambiental, relacionada al impacto socio-ambiental que ésta genera y

a la responsabilidad social empresarial (RSE) que debe establecer con las comunidades alto andinas aledaños a ella.

Bajo esta premisa, se ha iniciado esta investigación científica aplicada o tecnológica, proponiendo mejorar la recuperación del oro y la plata en minerales de clase sulfurados ya que a partir de la década anterior se ha observado un interés muy peculiar para los metales preciosos. Esto hace que los ingenieros metalurgistas busquen tecnologías apropiadas para un eficiente procesamiento de los minerales o menas que los contienen, tratando de investigar desde el punto de vista aplicativo, nuevos métodos o mejorar los ya existentes y así obtener el oro y la plata con mejores recuperaciones y menores costos de extracción o producción.

Este trabajo se basó en el conocimiento de la mineralogía que contiene al oro, un proceso de análisis y un proceso experimental en medio acuoso donde se disolvió los valores de oro, plata y otros metales mediante el uso de una solución alcalina de cianuro de sodio (NaCN), con el fin de mejorar el proceso que se viene utilizando y remontar a mejores recuperaciones con el menor consumo posible del lixiviante.

## **CAPÍTULO I**

### **GENERALIDADES**

#### **1. Breve descripción de la mina Pucamarca-Minsur**

En este capítulo se presenta una breve descripción de las principales operaciones que se realizan en esta unidad minera aurífera, que conlleve a identificar el problema que en este estudio se pretende resolver. Comprende la geología y mineralogía, mina, planta extractiva del oro y la plata, que comprende: chancado, lixiviación en pila (valle), planta de adsorción desorción reactivación (ADR) y fundición.

##### **1.1. Ubicación**

La Unidad Minera Pucamarca se encuentra ubicada en el Distrito de Palca, a 52 km de la ciudad de Tacna, con una altitud de 4 500 msnm, cerca al hito 52 de la frontera peruano-chilena, el cual forma el límite oriental del proyecto.

La unidad minera Pucamarca es accesible por la siguiente ruta:

- ✓ Lima –Tacna – 1 370 km -1,5 horas - vía aérea.

- ✓ Tacna – Palca -38 km – 1,5 horas - afirmado.
- ✓ Palca – Pucamarca - 98 km – 2,5 horas. Carrozable.

Las coordenadas aproximadas del centro del área son 414000E y 8030000N. La zona del tajo se encuentra en el Cerro Checocollo. Se muestra en la Figura 1.

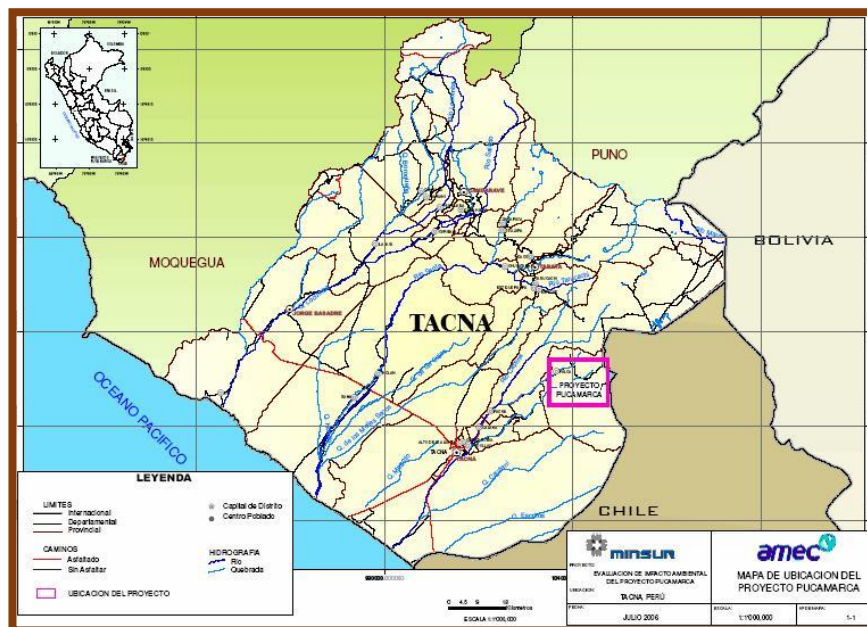


Figura 1. Ubicación geográfica de la unidad minera Pucamarca-MINSUR.  
Fuente: Archivos de mina Pucamarca-Minsur-Amec, 2004.

## 1.2. Geología del yacimiento Pucamarca

Geológicamente el yacimiento minero Pucamarca se ubica en la falla Incapuquio, una estructura regional que se extiende a más de 100 km en dirección NW-SE y en cuyo entorno se encuentran muchos yacimientos minerales principalmente de cobre. En este yacimiento se observa la

presencia de dos apófisis intrusivos; uno de composición pórfido andesítico y el otro pórfido de cuarzo que podían haber aportado las soluciones mineralizantes auroargentíferas, a través de una diatrema, que se muestra en la Figura 2.

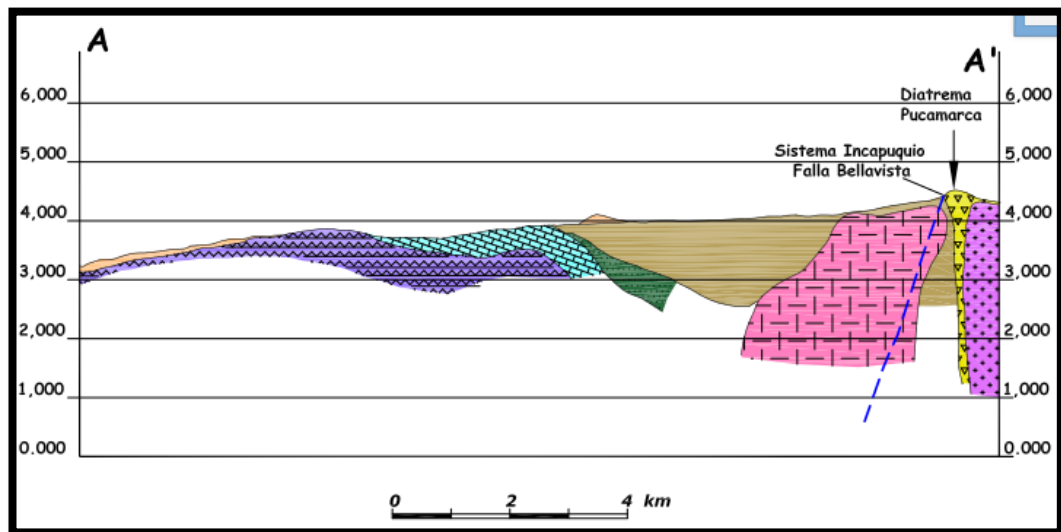


Figura 2. Diatrema Pucamarca.  
Fuente: Cerón, 2010.

Cerón (2010) en su estudio indica que:

Las alteraciones en la diatrema y en la roca caja, relacionadas con la mineralización, son principalmente silicificación intensa en la parte central gradando a argílica avanzada, argílica y propílica hacia los bordes. La mineralización hidrotermal se habría depositado primero a través de una fase sulfídica inicial de más alta temperatura, en la cual se depositaron sulfuros

de cobre y hierro. Esta fase deposicional habría sido oxidada y parcialmente destruida por nuevas soluciones hidrotermales ascendentes que dieron lugar a la deposición del oro y la plata en forma diseminada, en una fase deposicional de más baja temperatura que la fase sulfídica inicial, y se caracteriza por la asociación oro libre, oropimente, rejalgar-cinabrio y azufre nativo. Esta asociación es típica del ambiente epitermal, en la cual la plata se presenta algunas veces asociada al oro (electrum), como sulfosales y raramente plata nativa.

Los resultados de los estudios llevados a cabo hasta el momento llevan a la conclusión de que Pucamarca es un yacimiento epitermal de oro de alta sulfuración, motivo por el cual, la extracción del oro por cianuración está presentando bajas recuperaciones.

### **1.3. Caracterización mineralógica**

La mineralogía está constituida por presencia de oro, plata, electrum, con valor económico y sin valor económico la covelita, bornita, calcosita, oropimente, rejalgar, cinabrio, azufre nativo y hematita, ensamble típico de alta sulfuración. La ausencia de enargita-tennantita-tetrahedrita podría deberse a una deficiencia del ion cobre en las soluciones hidrotermales mineralizantes. La ganga constituida por alunita, caolinita, illita,

montmorillonita que indica condiciones ácidas de un ambiente de alta sulfuración. Las alteraciones están constituidas por la silicificación intensa y extensa acompañada de lixiviación ácida con generación de sílice oquerosa, la alteración argílica avanzada-argílica (argílica-alunita), indica condiciones ácidas extremas de un ambiente de alta sulfuración. La ausencia de adularia y calcita (baja sulfuración) corroboran estas condiciones (Cerón, 2010).

### **1.3.1. Estudio mediante microscopía electrónica de barrido**

La empresa minera MINSUR S.A. ha encargado realizar el estudio a FA Ingenieros S.A.C (2016) de un lote de 18 muestras de las cuales 12 han servido para el análisis mineralógico por difracción de rayos X y 6 muestras para estudios de microscopía electrónica, para conocer con mayor exactitud la presencia del oro y la plata en este yacimiento que se encuentra ya en la etapa productiva. Por razones obvias, en este trabajo de tesis se mostrará solamente los resultados de una muestra a manera de ejemplo.

La metodología empleada fue la descripción de los resultados del estudio de cada muestra incluyendo los aspectos cualitativos y cuantitativos donde se consigna separadamente los porcentajes en peso utilizando las densidades de las especies minerales presentes, tanto para las partículas libres como para las partículas mixtas.

Mediante la microscopía electrónica se ha podido identificar la manera como el oro está asociado en forma de solución sólida en óxidos de hierro o sulfuros de hierro. A esta solución sólida se le considera mineral refractario.

### 1.3.2. Representación abreviada de las especies minerales

Para efectos de este estudio las abreviaturas, nomenclaturas y composición química de las especies mineralógicas encontradas en todas las muestras se dan en la Tabla 1.

Tabla 1

*Caracterización de las especies minerales.*

Nombre	Símbolo	Composición química	Densidad (g/cm <sup>3</sup> )	Dureza Mohs
Apuanita	apu	Fe <sup>2+</sup> Fe <sup>3+</sup> 4Sb <sub>4</sub> O <sub>12</sub> S	5,33	4 - 5
Baritina	bar	BaSO <sub>4</sub>	4,48	3,5
Cuarzo	cz	SiO <sub>2</sub>	2,62	7,0
Calcopirita	cp	CuFeS <sub>2</sub>	4,10	3,5
Cinabrio	ci	HgS	8,20	2 - 2,5
Covelita	cv	CuS	4,68	1,5
Galena	gn	PbS	7,40	2,5
Goetita	goe	FeO.OH	3,80	5,0
Horobetsuita	hrt	(Bi,Sb) <sub>2</sub> S <sub>3</sub>	5,40	2,0
Pirita	py	FeS <sub>2</sub>	5,05	6,5
Lepidocrosita	lpc	Fe <sub>3</sub> O(OH)	4,00	5,0
Rutilo	rut	TiO <sub>2</sub>	4,25	6,5
Tiemannita	tie	HgSe	8,33	2,5
Vaterita	vat	CaCO <sub>3</sub>	2,54	3,0
Zircón	zir	ZrSiO <sub>4</sub>	4,65	7,5
Zinkenita	zkt	Pb <sub>9</sub> Sb <sub>22</sub> S <sub>42</sub>	5,23	3,5

Fuente: Archivos de mina Pucamarca-MINSUR.

## Microscopia electrónica de mineral de alimentación PCMET 016-6950

### –malla 100

**Mineralogía:** Se observa cuarzo, rutilo, óxidos de antimonio, óxidos de hierro, Zircón, óxidos de SbFe, silicatos de FeMgAlCa, óxidos de FeMn y pirita, se muestran en la Tabla 2.

Tabla 2

*Especies minerales en la muestra PCMET 016-6950 –malla 100.*

Minerales	Descripción	Tamaño de partícula (µm)
Óxidos FeSb	Están como inclusiones en el cuarzo	3 - 27
Óxidos de hierro	Se encuentran en el cuarzo	4 -81
Óxidos de SbFe	Se aprecian como inclusiones en el cuarzo.	5 -30
Pirita	Como granos libres y como inclusiones en el cuarzo.	4 -50
Óxidos de FeMn	Se aprecian incluidos en el cuarzo.	6 - 36
Óxidos de antimonio	Están como inclusiones en el cuarzo.	4 - 25

Fuente: Archivos de mina Pucamarca-MINSUR.

El orden de predominancia de los minerales analizados fue: Cuarzo > trazas de Rutilo, óxidos de FeSb, óxidos de FeMn, óxidos de SbFe, Zircón, óxidos de antimonio y silicatos de FeMgAlCa. Los óxidos de hierro (Hematita, óxidos de FeSb) posiblemente provengan de la pirita y apuanita que están asociados con oro en solución sólida y es fácil cianurarlos. En la Tabla 3 se muestra el porcentaje, de la composición química elemental de los minerales identificados en la muestra.

**Tabla 3**

*Minerales identificados en la muestra PCMET 016-6950 –malla 100.*

Minerales	Composición química (%)											
	Fe	Au	Sb	Al	Ca	Zr	Mg	Mn	Ti	O	S	Si
Óxidos de Antimonio			63,81							36,19		
Cuarzo										49,80		50,22
Silicato (FeMgAlCa)	13,17			4,38	0,67		11,2			38,53		32,05
Pirita	49,73										50,27	
Rutilo									49,3	50,7		
Óxido de Fe	50,06	5,32								44,63		
Zircón						41,2				38,4		20,2
Óxidos SbFe	15,67	0,38	50,66							33,29		
Óxidos FeSb	38,84	1,76	15,40							44,00		
Óxidos FeMn	59,64	1,77						5,79		32,80		

Fuente: Archivos de mina Pucamarca-MINSUR.

A continuación se presenta las imágenes de la muestra con sus respectivos análisis obtenidos con el microscopio electrónico de barrido.

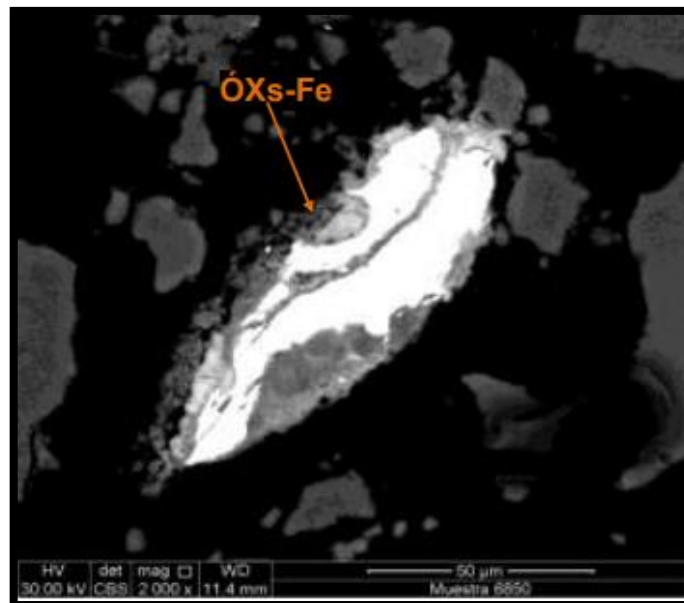


Figura 3. Partículas de óxidos de hierro (fase blanca) asociadas con los óxidos de FeMn (Aumento 2000X).

Fuente: Archivos de mina Pucamarca-MINSUR.

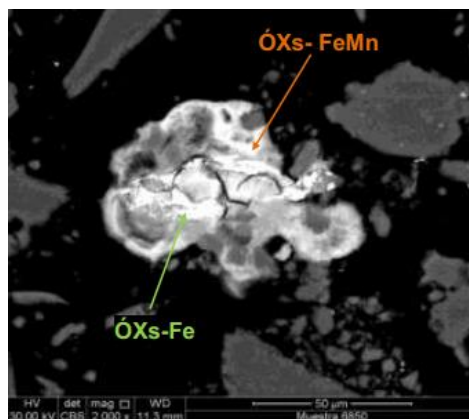


Figura 4. Partículas de óxidos de hierro (fase blanca) asociadas con los óxidos de FeMn (aumento 2000X).  
Fuente: Archivos de mina Pucamarca-MINSUR.

En las Figuras 3 y 4 no se puede ver que haya presencia de oro libre, por lo tanto, se debe realizar búsqueda como solución sólida (oro atómico), tal como se muestra en la Figura 5 (a y b).

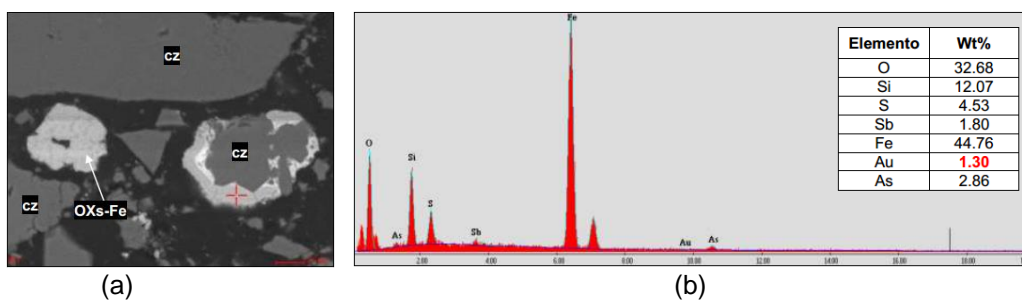


Figura 5. a) Presencia de grano mixto entre óxidos de Fe-Sb-As (OXs-Fe) con presencia de oro dentro de su composición química (solución sólida) con cuarzo (CZ) de aproximadamente 200 µm; b) Espectro que muestra los elementos presentes: Oxígeno, Silicio, Azufre, Hierro, Oro y Arsénico.  
Fuente: Archivos de mina Pucamarca-MINSUR.

Estos resultados indican que realmente no hay oro libre en este yacimiento y denota altos contenidos de oro en los óxidos de hierro en

cantidades que varían entre 0,38 % y 5,32 % y es moderadamente cianurable, mientras que los sulfuros de hierro (pirita y apuanita) contienen oro en su red cristalina con valores que van de 0,36 % a 2,2 % que serán difícilmente disueltos por la solución de cianuro, dando lugar a más bajas recuperaciones por presentar mineral refractario dentro de la muestra.

Para el relave, después de la cianuración, se observan óxidos hierro y óxidos de FeSb, con valores aun de oro (Au) que van 0,05 % y 3,14 % el cual forma parte de su composición química. También existe pirita y apuanita en solución sólida con el elemento oro (Au) que mantiene valores entre 1,25 % y 1,31 % porque no pudo ser disuelto por el cianuro, lo cual corrobora la refractariedad de la mena auroargentífera de Pucamarca.

#### **1.4. Planta extractiva de oro Pucamarca**

Las operaciones y procesos unitarios empleados en la recuperación de oro y plata en la mina Pucamarca se muestra en la Figura 6. Debe mencionarse que el mineral proviene del tajo abierto ubicado en el cerro Checocollo, de donde es transportado mediante camiones volquete de 150 toneladas métricas de capacidad, a través de una carretera afirmada. El mineral producto de voladura en la mina tiene un tamaño variado, las rocas de mayor tamaño pueden medir aproximadamente 1 016 mm (40 pulg.) o

más. El chancado primario reduce el mineral a un tamaño menor de 12,7 cm (5 pulg).

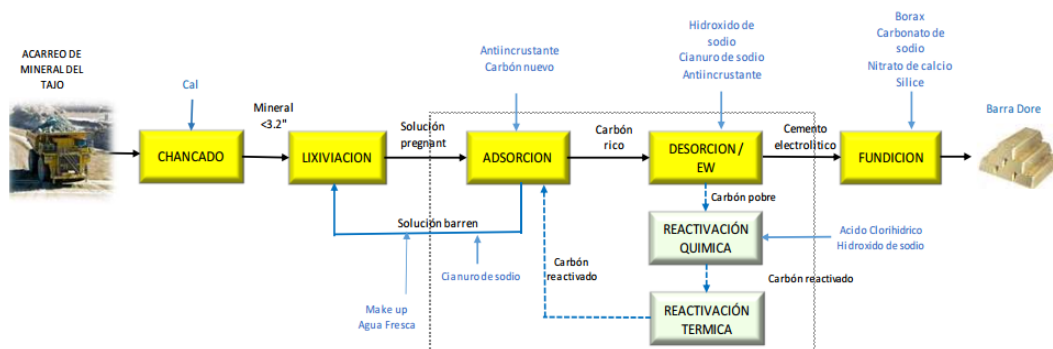


Figura 6. Esquema simplificado de la Planta Extractiva Pucamarca  
Fuente: Archivos de mina Pucamarca-MINSUR.

## A. Chancado

Las instalaciones de la etapa de chancado están diseñadas para una capacidad nominal de 13 700 t/d. El producto del chancado primario se descarga a una faja de velocidad variable (Apron Feeder) que entrega el producto a una faja transportadora # 1 y ésta a la faja # 2 que deposita el mineral a una pila cónica. De aquí el mineral es extraído mediante alimentadores vibratorios a la faja transportadora # 3, la que transporta el mineral hacia una tolva de finos (Ore Bin), con capacidad de 200 toneladas métricas secas de mineral. Por la parte inferior de esta tolva el mineral es cargado a los volquetes de 90 t de capacidad encargados de llevar el mineral a las celdas de lixiviación habilitadas en la pila. Esta operación

unitaria principal y sus operaciones auxiliares de transporte y almacenamiento se muestran en la Figura 7.



Figura 7. Esquema de la etapa de chancado de la Planta Extractiva Pucamarca  
Fuente: Archivos de mina Pucamarca-MINSUR.

## **B. Sección de lixiviación en valle**

Pucamarca utiliza el método de llenado en valle para la lixiviación en pilas. Las pilas de lixiviación son inicialmente construidas en la parte baja del valle. A medida que el mineral es acumulado en capas de 8 m de alto, la zona de lixiviación se expande gradualmente en el valle, ocupando más área.

En la Figura 8 se muestra la quebrada que ha sido acondicionada para llevar a cabo el proceso de lixiviación por cianuración en sus dos fases de apilamiento, teniendo en cuenta estándares internacionales de protección al medio ambiente.



Figura 8. Preparación del pad con la geomembrana.  
Fuente: Archivos de mina Pucamarca-MINSUR.

El pad para cianuración de oro se caracteriza por presentar una construcción de forma peculiar para evitar que haya roturas y filtraciones que ocasionen pérdidas de solución rica, contaminación de suelos y aguas subterráneas tal como se muestra en la Figura 9.

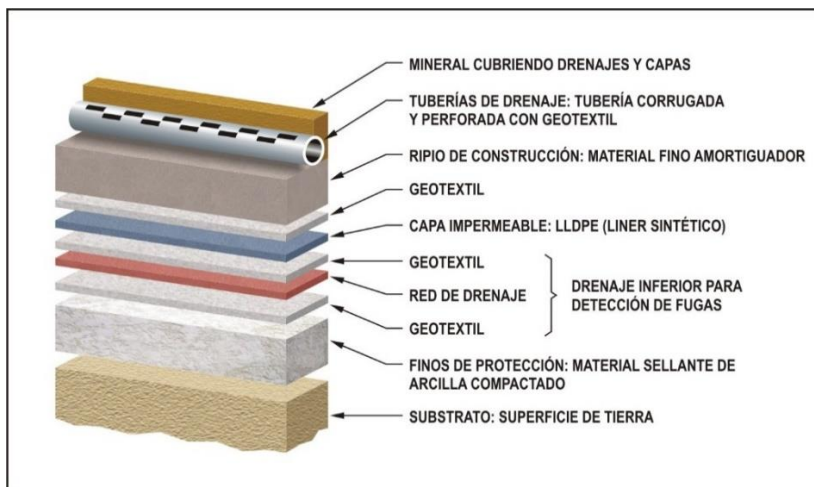


Figura 9. Estructura de las capas antes y después del revestimiento.  
Fuente: Archivos de mina Pucamarca-MINSUR.

### **C. Carguío del mineral a la pila de cianuración**

El mineral es apilado sobre la plataforma de las pilas de lixiviación en recrecimientos y es esparcido con un tractor. Para la capacidad de diseño de 52 000 t, el mineral apilado por encima de la base de la plataforma de lixiviación, alcanzará una altura final de unos 53 m en la Fase 01. Los taludes laterales tendrán una inclinación promedio de 1,5 horizontal: 1 vertical, con el fin de asegurar su estabilidad y facilitar su contorneo durante la etapa de rehabilitación.

Esta operación se puede observar en la Figura 10 y en la Figura 11 con las cuales se deposita el mineral y se prepara la superficie de la celda para instalar el sistema de riego por goteo.



Figura 10. Descarga del mineral en la pila.

Fuente: Archivos de mina Pucamarca-MINSUR.



Figura 11. Tractor de ruedas conformando la pila.  
Fuente: Archivos de mina Pucamarca-MINSUR.

#### **D. Sistema de riego**

La solución lixiviante es conducida a través de una línea de 35,56 cm (14"Ø) de acero al carbono SCH 40 y tubería HDPE que parte del tanque barren de 13 m Ø x 6 m de altura hacia la pila por intermedio de una bomba de 1 250 HP, esta línea se encuentra sobre un canal completamente impermeabilizado.

La lixiviación se llevará a cabo con solución alcalina de cianuro de sodio (manteniendo el pH entre 10,5 a 10,8) para evitar pérdidas de cianuro por descomposición en gas cianhídrico (HCN). La concentración de cianuro total en la solución lixiviante es de 200 ppm con un consumo promedio de 0,12 kg/t de mineral. El flujo de riego se maneja con una tasa de 11 L/hm<sup>2</sup>

para garantizar el contacto con el mineral lixiviado. El sistema de riego está configurado tal como se muestra en la Figura 12.



Figura 12. Configuración del sistema de riego.  
Fuente: Archivos de mina Pucamarca-MINSUR.

Al percolar esta solución pasa a través del mineral apilado y se convierte en solución rica en oro y plata que es colectada por la tuberías de drenaje que están colocadas sobre la geomenbrana y protegidos con overliner en el Pad, esta solución será enviada hacia la poza de PLS (Pregnan Leach Solution) por medio de dos tuberías de HDPE de 30,48 cm (12"Ø) de capacidad de 30 000 m<sup>3</sup>. Además se tiene una Poza de GE (grandes eventos) como contingencia de 90 000 m<sup>3</sup> de capacidad.

El sistema de revestimiento sintético para la poza de solución rica (PLS) consiste en un revestimiento primario (superior) de HDPE (polietileno lineal de alta densidad). El espesor nominal es de 1,5 mm en la zona de retención de la solución del proceso. En la zona de retención se instaló un

revestimiento secundario (inferior) de HDPE y que tiene un espesor nominal de 1,5 mm. Los revestimientos primarios y secundarios están separados entre sí por un sistema de detección y captación de fugas (SDCF). Este SDCF consiste de mallas prefabricadas (conocidas como geo net).

El sistema de revestimiento sintético para la poza de grandes eventos (GE) consiste en un revestimiento simple de HDPE (polietileno lineal de alta densidad). El espesor nominal es de 1,5 mm, sobre una capa de suelo de baja permeabilidad de 300 mm de espesor con una trinchera de anclaje de 40 mm de profundidad y 500 mm de ancho.



Figura 13. Sistema de recolección del PLS y poza de grandes eventos.  
Fuente: Google Earth.

### **E. Sección o planta ADR (Adsorción-Desorción-Reactivación)**

a) **Adsorción con Carbón activado.** La solución rica de la poza de solución rica (PLS) es bombeada hacia una batería de 5 columnas (4 m  $\varnothing$  x 3,8 m de altura) con carbón activado de granulometría de malla 6x12

(6 000 kg/columna), donde los valores metálicos son adsorbidos. La solución pobre se descarga a un tanque barren donde se nivela la concentración de NaCN a 200 ppm y luego es bombeada hacia la pila de lixiviación, completando el circuito cerrado.

b) **Lavado Acido.** El lavado acido o la reactivación química del carbón se realizará con la finalidad de eliminar la deposición de carbonatos que precipitarán en el área superficial del carbón que disminuirán la capacidad de adsorción del oro y plata, este proceso se llevará a cabo en un reactor de fibra de vidrio, donde después de terminar la adsorción se descargará 3 000 kg. de carbón en el reactor de fibra de vidrio, terminado el lavado se realizará el restante. Luego se adicionará HCL llegando hasta un pH de 3, el tiempo que demorará el lavado ácido es de 4 horas. La solución final de la reactivación química será neutralizada con una solución de hidróxido de sodio.

c) **Desorción y electrodeposición.** Se tiene un circuito de desorción a presión tipo Zadra. Este tipo de circuito requiere de 15 a 18 horas, para completar un ciclo, se cuenta con 2 reactores de 3,0 t de carbón que se pueden operar en forma paralela o en serie. Después del lavado ácido del carbón, éste es transferido al reactor de desorción para ser despojado de las especies metálicas adsorbidas, para lo cual se prepara en el tanque de desorción una solución que contiene el 1 % de NaOH y

0,1 % de NaCN, la cual se calienta indirectamente a través de un calentador eléctrico y se bombea el flujo en forma ascendente a través del lecho de carbón en el reactor de desorción donde se extrae los valores preciosos del carbón, la solución de desorción cargada de valores sale por la parte superior del reactor, pasa por un intercambiador de calor disminuyendo la temperatura a 348 K y se dirige a las dos celdas de electrodeposición que se encuentran en serie donde los valores de metales son electroquímicamente precipitados en forma de lodos en los cátodos de donde la solución pobre se envía al tanque de elusión y se recircula al calentador eléctrico para volver a pasar por el reactor de desorción y seguir desorbiendo el carbón, el proceso continúa hasta que el contenido de oro y plata sea menor a 160 g/t de carbón.

- d) **Reactivación térmica del carbón.** La reactivación térmica elimina fundamentalmente los compuestos orgánicos adsorbidos por el carbón, se realiza en un horno eléctrico horizontal de capacidad de 3 t de carbón/día, a una temperatura de 973 K, este circuito cuenta con una zaranda vibratoria malla 20 con tolva y alimentador el cual alimenta al horno, todo esto funciona automáticamente y está provisto de alarmas para la seguridad del equipo y del trabajador. Una vez reactivado el carbón es zarandeado, el carbón de +malla 20 retorna al proceso de

adsorción y el carbón de - malla 20 se retira del proceso. Esta sección se muestra en la Figura 14.



Figura 14. Vista panorámica de la planta ADR.  
Fuente: Archivos de la mina Pucamarca.

### 1.5. Refinería

Los cátodos electrolíticos saturados con cemento en la celda electrolítica son lavados con agua a presión y luego filtrados. Después del lavado y filtrado el cemento se coloca en la retorta para eliminar el mercurio que hubiera en el cemento, luego se mezcla con los fundentes y se funde en un horno eléctrico a una temperatura de 1 573 K, para luego realizar la colada y obtener las barras doré con 60 a 70 % Au y 25 % de Ag. Los gases producto de la fundición serán conducidos vía una campana y un extractor hacia una torre de lavado (scrubber) donde se recupera estos polvos que han sido arrastrados con los gases durante la fundición, los gases completamente fríos y limpios de sólidos van a la atmósfera libre de todo contaminante.

## CAPÍTULO II

### PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

#### 2. Descripción de problema

Al desarrollar el capítulo I se ha podido definir el fundamento en el cual se basa el estudio del problema de investigación denominado **“Deficiencia en la recuperación del oro y plata en la mina Pucamarca por el sistema actual convencional de cianuración causado por la presencia de mineral epitermal de alta sulfuración”** con el propósito de determinar un método alternativo para incrementar la recuperación de oro y plata, optimizando el consumo de cianuro y los parámetros operativos del procesamiento de este mineral, en una primera instancia a nivel de laboratorio. La mejora de la recuperación de los metales preciosos, se propone conseguirla adaptando el proceso PAL (lixiviación ayudada por peróxido de hidrógeno) como coadyuvador oxidante en el proceso de cianuración.

#### 2.1. Antecedentes del problema

En enero de 2013 el proyecto minero-metalúrgico inició operaciones.

Al efectuarse la exploración y estudio metalúrgico de procesamiento del mineral se determinó una recuperación del 65 % para el oro por ser considerado el metal precioso de mayor valor considerando un P<sub>80</sub> de 127 mm (5 pulg.), pero después de casi tres años de operación, se está notando que el mineral viene variando continuamente en su mineralogía, sin embargo, con pruebas preliminares se ha evidenciado que se puede aumentar la extracción. Actualmente se está trabajando con una extracción del 75 % para el mineral del cerro Checocollo.

Para llevar a cabo todas sus operaciones metalúrgicas, la planta metalúrgica Pucamarca emplea agua no apta para el consumo humano, por ser agua subterránea de la cuenca del río Azufre y no tiene conexión con las cuencas hidrográficas que abastecen agua a Tacna. Tampoco genera efluentes ni relaves, debido a que opera mediante un sistema de circuito cerrado.

### **2.1.1. Problemática de la investigación**

El problema actual se caracteriza por una variación constante de la composición mineralógica del yacimiento, caracterizado como epitermal con alta sulfuración, a medida que avanza el minado, donde el oro no se aprecia libre sino como solución sólida en óxidos presentando docilidad a la cianuración y una proporción importante de oro que está en solución

sólida con minerales sulfuros, son refractarios a la cianuración convencional.

Este estudio trata de establecer si la mineralogía auroargentífera presenta una relación significativa con la adaptación del proceso PAL que contrarreste el consumo de oxígeno por los sulfuros, disminuya el consumo de cianuro y se mantenga o se incremente la recuperación del oro y la plata.

En cuanto a la delimitación espacial del proyecto, éste se realizó en el Laboratorio Metalúrgico al interior de las instalaciones de la unidad minera Pucamarca-MINSUR.

## **2.1.2. Formulación del problema**

### **2.1.2.1. Problema principal**

¿Cómo se logrará el mejoramiento del proceso de extracción de oro y plata usando el peróxido de hidrógeno en la unidad minera Pucamarca-Minsur?

### **2.1.2.2. Problemas secundarios**

1. ¿Cómo se podrá reducir el consumo de reactivos en el proceso de cianuración?
2. ¿Cómo se podrá determinar los factores que afectan al proceso de cianuración?

3. ¿Cómo se logrará optimizar experimentalmente una prueba aplicable industrialmente?

## **2.2. Justificación e importancia de la investigación**

Hay una justificación tecnológica, práctica, metodológica y económica, debido a que la presencia de sulfuros en un sistema de extracción de oro consume oxígeno y cianuro, por tanto, es imperiosa la necesidad de adicionar un reactivo aportante de oxígeno para hacer viable la disolución del oro accesible, pues, el oro que está presente en cuarzo masivo y encapsulado necesitará otro proceso que lo hace prohibitivo aplicarlo. En consecuencia, la adaptación y optimización del proceso PAL hace posible una mejora en la recuperación del oro. En esa medida, el presente estudio de investigación de adaptación tecnológica es importante por cuanto se logrará incrementar la recuperación de los valores y minimizar o reducir el consumo de cianuro, lo que compensará el alto costo del peróxido de hidrógeno.

## **2.3. Alcances y limitaciones**

Por obvias razones, el presente estudio se presenta a nivel de laboratorio, cuyo alcance es tendiente a optimizar las variables importantes que se escalarán posteriormente a escala piloto y a escala industrial. En

ello se está trabajando. No se tiene limitaciones de ninguna índole, por cuanto la empresa dispone de los recursos económicos y otros que se necesiten, a fin de lograr una mayor recuperación de oro a más bajo costo de producción.

## **2.4. Objetivos**

### **2.4.1. Objetivo general**

Mejorar las recuperaciones de oro y plata usando peróxido de hidrógeno en la Unidad Minera Pucamarca-MINSUR.

### **2.4.2. Objetivo específicos**

1. Reducir el consumo de reactivos utilizados durante la cianuración.
2. Determinar los factores que afectan a la cianuración.
3. Mediante la realización de pruebas experimentales determinar la mejora en la aplicación industrial.

## **2.5. Hipótesis general**

El uso del peróxido de hidrógeno mejora el proceso de extracción de oro disminuyendo el consumo de cianuro en la unidad minera Pucamarca-MINSUR.

## CAPÍTULO III

### MARCO TEÓRICO

#### 3. Marco teórico de la investigación

##### 3.1. Antecedentes del estudio

A. Morales Laurente, Enrique Luis (2016) en su tesis titulada **“Extracción de plata y oro del relave sulfurado de la mina Santa Fe por lixiviación con adición de peróxido de hidrógeno y acetato de plomo”** logró demostrar durante la investigación que con la cianuración convencional se obtenía bajas extracciones de Ag y Au, luego partiendo de la prueba de mayor extracción de los valores metálicos y con la adición de peróxido de hidrógeno y acetato de plomo al proceso de cianuración convencional se obtuvo mejores comportamientos en la cinética de extracción de Ag y Au, disminución de consumo de reactivos y reducción del tiempo de lixiviación. Obteniendo de este modo las mejores extracciones con una granulometría de 95,4 % - malla 200, una densidad de pulpa de 1 330 g/L, pH 11,05, tiempo de lixiviación 72 horas, 0,5 % NaCN, peróxido de hidrógeno al 50 % y acetato de plomo al 10 % los cuales

permitieron identificar el consumo de los siguientes reactivos químicos. NaCN = 8,85 kg/t; NaOH = 2,75 kg/t; H<sub>2</sub>O<sub>2</sub> = 3,0 kg/t y acetato de plomo = 1 kg/t obteniendo una extracción de 93,97 % de Ag y 83,04 % de Au, consiguiendo una alta rentabilidad económica. Esta tesis está relacionada con la presente tesis puesto que trata relaves sulfurosos con contenidos de oro y plata y alcanza buenos resultados al usar el proceso PAL.

B. Troya Fuentes, Marco (1995) en su tesis titulada “**Procesos alternativos de cianuración**” estudió los procesos alternativos de cianuración, en los cuales, mediante el incremento de la concentración de oxígeno en la solución logró optimizar los resultados para lo cual usó el proceso PAL (en inglés). El material que utilizó para las pruebas PAL son relaves de la zona minera de Ponce Enríquez en la Provincia del Azuay con las cuales averiguó la incidencia que tiene el uso del peróxido de hidrógeno en la cinética de cianuración variando las concentraciones de peróxido de hidrógeno (H<sub>2</sub>O<sub>2</sub>) en la pulpa. Los resultados que obtuvo en el laboratorio muestran grandes promesas para su posterior aplicación, mejorando los resultados obtenidos en procesos convencionales. Logró obtener valores del 78,8 % de la disolución total para la primera hora de agitación usando peróxido de hidrógeno, mientras

que para la prueba en la que no añadió este oxidante se obtuvo el 27,83 % de la disolución total para el mismo período de tiempo. Resulta también de utilidad para el desarrollo de esta tesis.

C. Jiang, Hao (2014) en su tesis titulada “**Comparative study of auxiliary oxidants in the cyanidation of silver sulfide**” ha observado una menor extracción de plata que el oro en el proceso de cianuración convencional. La acantita ( $\text{Ag}_2\text{S}$ ) es uno de los minerales de plata típicos con baja solubilidad en medio acuoso, lo que resulta en una extracción global baja de plata. Esta tesis discute el rendimiento del peróxido de hidrógeno ( $\text{H}_2\text{O}_2$ ), peróxido de calcio ( $\text{CaO}_2$ ), nitrato de plomo ( $\text{Pb}(\text{NO}_3)_2$ ) y LeachWELL™ como oxidantes auxiliares potenciales para mejorar el proceso de cianuración convencional. También aporta a la presente tesis, metodologías nuevas que pueden ser empleadas oportunamente.

## **3.2. Bases teóricas**

### **3.2.1. Hidrometalurgia**

La hidrometalurgia es el campo de la metalurgia extractiva, que implica el uso de la química acuosa para la recuperación de los metales a partir de minerales, concentrados y materiales reciclados o residuales. La hidrometalurgia se divide típicamente en tres áreas generales: a)

Lixiviación, b) Concentración y purificación de la solución y c) Recuperación de metales. En el tratamiento hidrometalúrgico, los pasos principales son lixiviación ácida o cáustica de material sólido. Este proceso normalmente requiere un tamaño de grano pequeño para aumentar el rendimiento de metal. A partir de las soluciones, el metal de interés se aísla y se concentra a través de procesos tales como extracción con disolvente, precipitación, cementación, intercambio iónico, filtración y destilación. Los disolventes de lixiviación son principalmente ácido sulfúrico, peróxido de hidrógeno, agua regia, tiourea, soluciones de lixiviación con cianuro, ácido nítrico, hidróxido de sodio, ácido clorhídrico, etc. (Antrekowitsch et al., 2006).

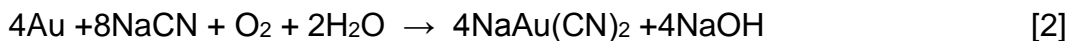
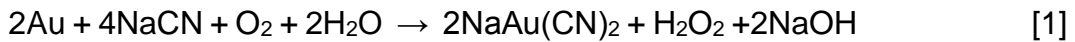
### **3.2.2. Cianuración de oro**

La cianuración del oro, también conocida como el proceso cianuro o el proceso MacArthur-Forrest, es una técnica metalúrgica para extraer el oro del mineral de baja ley convirtiendo el oro a un complejo de coordinación soluble en agua. Es el proceso más utilizado para la extracción de oro. La producción de reactivos para el procesamiento de minerales para recuperar oro, cobre, zinc y plata representa aproximadamente el 13 % del consumo de cianuro a nivel mundial, y el 87 % restante de cianuro utilizado en otros procesos industriales como plásticos, adhesivos y pesticidas. Debido a la naturaleza altamente

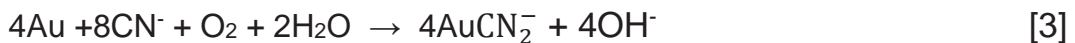
venenosa del cianuro, el proceso es controvertido y su uso está prohibido en varios países y territorios. Usualmente, la sal de cianuro, tal como el cianuro de sodio, cianuro de potasio y cianuro de calcio, se utiliza como disolvente de oro en el proceso de lixiviación. Estas sales se disuelven y se ionizan en agua para formar iones cianuro libres y sus correspondientes cationes metálicos (Marsden, J., I. House, 2006, Stephen Juras, 2010). Entre las sales mencionadas anteriormente, el cianuro sódico y potásico son los más adecuados que el cianuro cálcico en el proceso de disolución. La oxidación del oro en la solución alcalina de cianuro es de los requisitos principales en este proceso. Aunque el oro es neutro en el proceso de oxidación, pero el cianuro puede oxidar al oro y forma un ion complejo soluble y estable  $(Au[(CN)_2])^-$ . Este proceso tiene lugar en la segunda etapa: En la primera etapa se reduce el oxígeno acuoso y se forma peróxido de hidrógeno como producto intermedio y se utiliza para la oxidación y producción de  $Au[(CN)_2]^-$  en la segunda etapa (Marsden, J., I. House, 2006, Ling, P., 1996, Kondos, PD, 1995, De Andrade Lima, 2005, Senanayake, G., 2005).

Las ecuaciones (1) y (2) a continuación describen las reacciones químicas bastante conocidas para la cianuración del oro en presencia de oxígeno. En primer lugar, a baja concentración de cianuro se producen peróxido de hidrógeno e hidróxido sódico, mientras que en concentraciones

altas de cianuro sólo se produce hidróxido sódico (ecuación de Bodlander, 1896):



Basándose en estas dos reacciones, se logra la siguiente reacción general (ecuación de Elsner) (Marsden, J., I. House, 2006):



Dado que la velocidad de esta reacción depende de la superficie disponible, el balance de masa para la lixiviación de oro en un reactor discontinuo viene dado por:

$$\frac{dN_{\text{Au}}}{dt} = -r_{\text{Au}}A \quad [4]$$

Donde  $N_{\text{Au}}$  representa el número de moles del oro sólido (particulado) en el reactor semicontinuo,  $r_{\text{Au}}$  representa la tasa de consumo de oro por la reacción de lixiviación (en unidades de mol/m<sup>2</sup>s), y  $A$  representa el área superficial disponible en m<sup>2</sup> (Crudwell and Godorr, 1996). Con el fin de obtener un modelo matemático para la lixiviación del oro de la ecuación (4), se requieren expresiones para la velocidad de reacción,  $r_{\text{Au}}$ , y para la superficie disponible,  $A$ , estas dos expresiones se derivan del mecanismo

electroquímico de la lixiviación de oro y del modelo de partículas de contracción con pasivación superficial. De ello se desprende que la cinética de disolución del metal es el doble de la tasa de consumo de  $O_2$  y la mitad de la tasa de consumo de cianuro, cuyo mecanismo se muestra en la Figura 15.



Figura 15. Esquema de la reacción sólido-líquido para la disolución del oro con cianuro. Fuente: Adaptado de Yannopoulos, 1990.

En relación a lo anterior, se resumen los modelos de las ecuaciones (5) y (6) que ilustran las ecuaciones de cinética de disolución para el  $O_2$  y  $CN^-$  respectivamente,

$$v = \frac{2A_1 * D_{O_2}[O_2]}{\delta} = k_1[O_2] \quad [5]$$

$$v = \frac{1}{2} * \frac{A_2 * D_{CN^-} [CN^-]}{\delta} = k_2 [CN^-] \quad [6]$$

Donde  $\frac{D_{CN^-}}{\delta}$  se refiere a la relación entre la difusividad de la especie y el espesor de la capa límite. En condiciones de estado estacionario las ecuaciones (5) y (6) son similares, por lo tanto (Kasaini et al. 2008; Uceda, 2016).

$$4 = \frac{D_{CN^-} * [CN^-]}{D_{O_2} * [O_2]} \quad [7]$$

En la práctica este valor es igual a 6 manteniéndose el pH entre 10,5 y 11,5, para evitar la pérdida de cianuro en forma de HCN, que es la especie letal. Además, se agrega solución de cianuro en exceso para anular los efectos de las reacciones secundarias de preg-robbing entre iones cianuro libres y iones sulfuro ( $HS^-$ ,  $HSO_3^-$  y  $S^{2-}$ ) (Kasaini et al., 2008).

Estos iones sulfuro van a formar el tiocianato que aumenta el consumo de NaCN como se observa en las siguientes reacciones (Marsden y House, 2006):



El efecto adverso de las especies de azufre sobre el consumo de cianuro puede evitarse utilizando  $Pb(NO_3)_2$  o  $H_2O_2$ , reactivos oxidantes y aireación individual o en combinación.

### 3.2.3. Proceso de lixiviación asistida por peróxido (PAL)

La intención del proceso PAL es introducir oxígeno en forma líquida. Como resultado de un intenso trabajo de investigación, se pudo demostrar que el peróxido de hidrógeno puede utilizarse como fuente de oxígeno en la lixiviación de los minerales de oro. Para evitar reacciones secundarias, deben aplicarse las siguientes condiciones: a) El peróxido de hidrógeno debe ser diluido antes de ser añadido a la pulpa. b) La dosificación de  $H_2O_2$ , debe estar debidamente regulada en base al nivel de oxígeno de la pulpa. c) Una parte importante del control continuo de  $O_2$  es un electrodo de oxígeno especial, que resiste la acción extremadamente abrasiva de la pulpa (Loroesch et al., 1988; Arslan, 2003; Misari,)<sup>1</sup>.

Se sabe que el oxígeno disuelto aparece cuando el peróxido de hidrógeno se descompone en oxígeno y agua en solución como sigue:



---

<sup>1</sup> J. Loroesch and H. Knorre are managers with Degussa AG, Hanau, West Germany. A. Griffiths, member SME, is director, applied technology, Degussa Corp. Mining Chemicals, Allendale, NJ, SME preprint 88-37, SME-AIME Annual Meeting, Phoenix, AZ, January 1988.

Se ha sugerido que altas concentraciones de oxígeno disuelto pueden causar pasivación de la superficie oro-plata debido a una formación de capa de óxido (Cathro, 1963).

### 3.2.4. Peróxido de hidrógeno

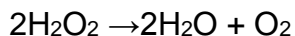
La principal ventaja del peróxido de hidrógeno es su aceptabilidad medioambiental. Sus productos de reducción son agua y oxígeno. Se trata de un producto químico a granel, normalmente disponible en concentraciones de 35 % a 70 % de H<sub>2</sub>O<sub>2</sub> en agua, que se puede transportar y almacenar con seguridad en tanques especialmente contruidos o en carros cisterna. El peróxido de hidrógeno puede actuar como un potente agente oxidante, reducido a agua, y también como agente reductor, siendo oxidado a oxígeno (Monhemius, 1992):



A pH elevado, el peróxido de hidrógeno se disocia para formar el ion O<sub>2</sub>H<sup>-</sup>:



En presencia de ciertos iones metálicos de transición a niveles de trazas, puede ocurrir descomposición catalítica con evolución de oxígeno:



[13]

Las soluciones comerciales de peróxido de hidrógeno contienen estabilizadores para evitar esta descomposición que se reduce típicamente a sólo aproximadamente 1 % de pérdida de oxígeno por año en condiciones de almacenamiento adecuadas. Sin embargo, los estabilizantes comerciales no evitan que se produzca la descomposición en ciertas soluciones de procesos hidrometalúrgicos, particularmente a temperaturas elevadas, por lo que deben emplearse técnicas adecuadas de adiciones y uso para obtener la máxima ventaja y utilización del oxígeno disponible en el reactivo peróxido (Monhemius, 1992).

El uso de peróxido de hidrógeno para aumentar la disponibilidad de oxígeno en las operaciones de lixiviación en pilas de oro fue sugerido por Norris et al en 1983, aunque el trabajo de prueba reportado por estos autores se llevó a cabo mediante la técnica de la botella rodante. Los problemas de la descomposición prematura del peróxido de hidrógeno en el primer contacto con el mineral, antes de que pueda penetrar en el interior del montón, no fueron resueltos por estos autores. La mayor estabilidad y las lentas propiedades de liberación de oxígeno del peróxido de calcio en condiciones alcalinas lo convierten en un reactivo mucho más adecuado que el peróxido de hidrógeno para aplicaciones de lixiviación en pilas. Esto es lo que se trata de llevar a escala industrial.

### 3.2.5. Lixiviación en valle

El método de lixiviación en valle consiste en colocar la mena preparada entre una estructura de retención en un valle. Los posteriores carguíos del mineral hacen crecer la pila de acuerdo con el talud. Este método requiere de una estructura de retención fuerte, de menas gruesas estables y un revestimiento de muy alta resistencia debido a la cabeza hidráulica y al peso del mineral acumulado. La mena permanece en contacto con la solución de lixiviación durante toda la vida de la operación y se pueden conseguir altas recuperaciones. Presentando los mismos requerimientos de altura, piscinas, carguío, granulometría, operación, etc., que el método de lixiviación en pilas convencional. En la Figura 16 se muestra los aspectos constructivos de un pad en las laderas de un cerro con alta pendiente utilizando el método de lixiviación en valle o método VLP (valley leach pad) apto para todo el Perú, en dos formas típicas de valles.



Figura 16. Aspectos constructivos del método VLP.  
Fuente: Mendoza, 2013.

Es ideal para tratar minerales duros y con buen drenaje (pocos finos o arcillas) acomodándose a tiempos prolongados de lixiviación. Se utiliza en terrenos escarpados con pendientes hasta 40 % o más, pero son de alto costo inicial de capital (Mendoza, 2013).

En la planta de oro de Pucamarca se ha aplicado en su construcción este sistema de lixiviación en valle, que se muestra en la figura 17.



Figura 17. Aspectos constructivos del método VLP en Pucamarca-Minsur.  
Fuente: Archivo de mina Pucamarca, 2016.

### **3.2.6. Diseño del sistema de riego**

El sistema de riego debe estar construido con materiales resistentes a los agentes químicos que se utilizan en la lixiviación como cianuro, cal, etc., al desgaste por el uso a las condiciones de operación, a las condiciones climáticas de trabajo. Debe poseer un sistema de control que asegure un funcionamiento continuo, de acuerdo a los estándares establecidos, y además, entregando la máxima flexibilidad a la operación.

El diseño de un sistema de riego debe cumplir con las normas estipuladas para los sistemas hidráulicos. Principalmente: a) Las pérdidas de carga o presión (cañerías, codos, válvulas, emisores, otros accesorios). b) Medidas de protección de las instalaciones, operación y ambiente. c) Accesos para la operación, control y mantenimiento. d) La instalación debe ser optimizada en su relación costo/beneficio. e) Se deben llevar a cabo estudios y análisis que permitan conocer los parámetros que determinan las restricciones a que debe someterse el proyecto (Yannopoulos, 1998).

La uniformidad del riego en una instalación depende de la distribución de la presión en la red, de la uniformidad de fabricación de los emisores, obturaciones de los emisores (aspersor, gotero), respuesta del emisor a la temperatura y presión del líquido, a la variación de las características del emisor en función del tiempo, del efecto del viento (aspersores) y del estado de la superficie a regar, (compactación, nivelación, etc.). La configuración de un sistema de riego por goteo se muestra en la Figura 18.



Figura 18. Configuración del sistema de riego por goteo en Pucamarca-Minsur.  
Fuente: Archivo de mina Pucamarca, 2016.

### 3.3. Definición de términos

- a. **Ciclo de lixiviación:** Es el tiempo de lixiviación al que es sometida una celda de las pilas de lixiviación. En el caso de Pucamarca este ciclo es aproximadamente de 60 días con el que se logra una extracción de 67 % en un lift o nivel.
- b. **pH de la solución:** Es la concentración de  $H^+$  u  $OH^-$  en la solución que indica el grado de acidez o alcalinidad. La solución rica no debe tener un pH menor de 10,5, el que se debe mantener en el transcurso del proceso para no permitir la generación del ácido cianhídrico (HCN) que es muy perjudicial para la salud.
- c. **BRT (Bottle roll test):** Permite determinar el porcentaje de extracción de oro y plata y evaluar su cinética. Asimismo, determinar los ratios de consumo de reactivos.
- d. **Concentración de NaCN:** Determinar la concentración de cianuro de sodio presente en soluciones cianuradas.
- e. **Diatrema:** Chimenea volcánica que se ha abierto paso a través de las rocas de la corteza por los gases y el magma a grandes presiones. Si finalmente queda bloqueada por materiales piroclásticos forma un embudo. Los embudos que contienen kimberlita portadora de diamantes son un buen ejemplo de diatrema.

## **CAPÍTULO IV**

### **MARCO METODOLÓGICO**

#### **4. Metodología de la investigación**

##### **4.1. Tipo y diseño de investigación**

###### **4.1.1. Tipo de investigación**

Por el tipo de investigación, el presente estudio se conceptualiza como investigación aplicada (científico-tecnológica) de carácter experimental, debido a que se utilizaron conocimientos de la ciencia metalúrgica, área de la metalurgia extractiva del oro, con la finalidad de adaptar el proceso PAL que permitió un avance en la mejora de la recuperación de los metales valiosos.

###### **4.1.2. Nivel de la investigación**

De acuerdo a la naturaleza del estudio de investigación, reúne características de exploratoria-descriptiva a nivel de laboratorio metalúrgico. Es de carácter exploratoria-descriptiva porque permitió conocer con bastante exactitud la mineralogía del yacimiento Checocollo identificando la forma en la que el oro se encuentra en esta mena mediante

estudios de microscopía electrónica de barrido y fluorescencia de rayos X, con cuyos conocimientos se ha probado otras tecnologías para su extracción. Es descriptiva porque se ha documentado procesos y se ha estudiado el proceso que use un oxidante que coadyuve a la disolución del oro con cianuro de una mena considerada refractaria (Sabino, 1992). Es experimental, debido a que la adquisición de los datos se ha realizado a través de una serie de experimentos o pruebas metalúrgicas controlando varias variables para determinar su influencia en la mejora de la recuperación del oro, tal como Everitt (1988) expone una definición formal de un estudio experimental: “estudios donde el investigador puede deliberadamente influenciar en los eventos, e investigar los efectos de la intervención”. El diseño experimental se refiere al proceso para planear el experimento, de tal forma que se recaben datos adecuados (Montgomery, 2003). Su objetivo es el de obtener información acerca del proceso metalúrgico estudiado, siendo esta información veraz, clara y suficiente, sin error o con un error que se pueda manejar o controlar y debe ser lo más sencillo posible evitando errores ya sean de manejo y/o conceptuales. De acuerdo a Hernández, Fernández y Baptista (2003) la investigación experimental es un estudio en donde se manipula conscientemente una o más variables independientes, para observar los resultados que tienen

sobre una o más variables dependientes, dentro de un periodo de control para el investigador.

#### 4.1.3. Diseño de la investigación

Para llevar a cabo el desarrollo de este estudio de investigación, se ha diseñado un set de pruebas (experimentos) metalúrgicas de lixiviación en columna y de lixiviación en botella del residuo o relave de la lixiviación en columna, tal como se muestra en la Figura 19.

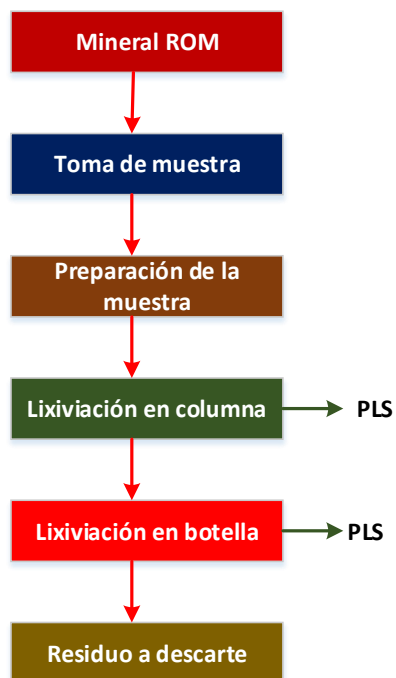


Figura 19. Configuración del trabajo experimental.  
Fuente: Elaboración propia, 2017.

Todas estas pruebas se han realizado en el laboratorio metalúrgico que ha implementado la planta de Pucamarca-MINSUR, con el propósito

de poder evaluar el proceso en las mismas condiciones de operación en la planta en la actualidad.

## **4.2. Población y muestra**

### **4.2.1. Población**

El mineral rom (run-of-mine) del yacimiento Checocollo constituye la población sometida a estudio de investigación, para incrementar la recuperación del oro contenido en el mineral.

### **4.2.2. Muestra**

La obtención de la muestra se ha obtenido por métodos manuales no estadísticos mediante el uso de una pala, coneo y cuarteo y está supeditada al tipo de mineral y a la forma operacional, es decir, muestras para pruebas de lixiviación en columna y pruebas de lixiviación en botella BRT (Bottle roll test), con cuyos resultados se escala a lixiviación en columnas de alta capacidad (2 t). Estos resultados servirán para las pruebas de lixiviación a nivel de planta piloto.

## **4.3. Operacionalización de variables**

Con el propósito de desarrollar el presente estudio de investigación se han considerado las siguientes variables que serán evaluadas mediante un set de pruebas metalúrgicas:

**a) Variables independientes**

- ◆ Dosificación del peróxido de hidrógeno (g/L)

**b) Variable dependiente**

- ◆ Recuperación de oro (%)
- ◆ Consumo de cianuro (g/t)

**c) Variables intervinientes bajo control**

- ◆ pH de la solución lixivante
- ◆ Tiempo de lixiviación (h)
- ◆ Granulometría
- ◆ Altura y diámetros de la columna
- ◆ Clima

**4.4. Técnica de recolección y análisis de datos**

**4.4.1. Técnica de recolección de datos**

Para iniciar este estudio de investigación *in situ*, se aplicó técnicas de muestreo manual en los diferentes frentes de explotación del tajo abierto de la mina Checocollo, con el fin de obtener muestras representativas, para evaluar la variable en estudio que influye al adaptar el proceso PAL, en la cianuración convencional actual.

De la misma forma, se ha tomado las muestras para los estudios minerográficos y microscópicos de la muestra general en estudio.

#### **4.4.2. Técnica de análisis de datos**

Para el análisis de los datos se ha utilizado el Microsoft Excel 2013, para determinar la data de cinética y la construcción de las gráficas correspondientes, a fin de correlacionar los datos, y obtener la influencia de la variable en estudio sobre la recuperación de oro, tiempo de lixiviación y consumo de lixiviante.

#### **4.4.3. Materiales y equipos**

Para la realización del presente estudio ha sido necesario contar con los siguientes materiales y equipos:

- ◆ Mineral silice masiva ley media.
- ◆ Baldes de plásticos 25 L.
- ◆ Cilindros de plásticos 150 L.
- ◆ Botellas de plástico 20 L, 1 L y 250 mL.
- ◆ Agua destilada.
- ◆ Agua proceso.
- ◆ Vaso precipitado 250 mL.
- ◆ Probeta 200 mL.
- ◆ Piceta.
- ◆ Malla metálica.
- ◆ Papel filtro N° 42.

- ◆ Pipeta 10 mL y 50 mL.
- ◆ Propipeta.
- ◆ Bandejas de metal.
- ◆ Tubos de ensayo.
- ◆ Espátula.
- ◆ Montacarga / minicargador.
- ◆ Grúa fuente.
- ◆ Bombas Peristálticas.
- ◆ Multiparámetro.
- ◆ Cronometro.
- ◆ pH-metro.
- ◆ Chancadora primaria y secundaria.
- ◆ Mesa rodillos.
- ◆ Muestreador rotatorio Gilson.
- ◆ Balanza analítica e industrial.
- ◆ Columnas =0,762 m x 3 m y 0,33 m x 3 m.

**Reactivos químicos utilizados en el estudio de investigación.**

- ◆ Cianuro de Sodio (NaCN).
- ◆ Cal Viva (82 % útil) (CaO).
- ◆ Hidróxido de Sodio 0,1 N (NaOH).
- ◆ Rodanina 0,02 %.

- ◆ Nitrato de Plata 0,01 N ( $\text{AgNO}_3$ )
- ◆ Peróxido de hidrógeno ( $\text{H}_2\text{O}_2$ ) al 50 %

#### 4.5. Caracterización de la muestra

Con la ayuda de una retro-excavadora se realizó un muestreo realizando calicatas en distintos puntos del polígono 20 A de la plataforma del tajo, obteniendo así una cantidad apropiada para realizar las corridas de pruebas metalúrgicas. La muestra recolectada se homogenizó realizándolo mediante el método del cono y cuarteo, obteniendo las muestras representativas para las pruebas metalúrgicas (Anexo 1), tal como se muestra la Figura 20.



Figura 20. Operaciones de toma y preparación de la muestra.  
Fuente: Elaboración propia, 2017.

##### 4.5.1. Caracterización geológica

El presente estudio se ha realizado teniendo en cuenta las unidades geológicas definidas por el área de geología de la empresa, en función de las alteraciones, las cuales se muestran en la Tabla 4.

**Tabla 4***Unidades geológicas del tajo Checocollo*

Tipos de alteraciones	Simbología
Argílica avanzada	AAR
Argílica intermedia	AR
Sílice granular	Si_GR
Sílice masiva	Si_MA
Sílice pulverulenta	Si_PU
Roca fresca	UA
Sílice Vuggy	VUG

Fuente: Archivo de la mina Pucamarca, 2016.

En base de los datos de la Tabla 4 se identificó los porcentajes de dichas alteraciones que se encuentran presentes en el tajo Checocollo y también se determinó el contenido promedio de oro, cuyos valores se muestran en la Tabla 5.

**Tabla 5***Porcentaje de distribución por alteraciones en el tajo Checocollo*

Alteraciones	% de distribución	Au (g/t)
Argílica avanzada	15,06	0,30
Argílica Intermedia	1,38	0,21
Morrenas	11,70	0,55
Propilítica	0,22	0,33
Sílice granular	5,78	0,30
Sílice masiva	39,34	0,44
Sílice pulverulenta	0,08	0,66
Roca fresca	1,01	0,47
Vuggy sílica	25,43	0,35
<b>Total</b>	<b>100</b>	

Fuente: Archivos de la mina Pucamarca.

En la Tabla 5 se puede notar que se encuentran en mayor proporción la Sílice masiva, la Vuggy sílica y las Morrenas y en consecuencia son de mayor importancia para la extracción de oro. Ello ha conllevado a realizar el presente estudio de la alteración sílice masiva (Si-MA).

#### 4.5.2. Caracterización química y ley promedio de la Sílice masiva

Para contar con un panorama más evidente y que guarde relación con los estudios microscópicos se ha realizado análisis químico con un equipo ICP, cuyos resultados de los elementos de mayor tenor en el mineral se muestran en la Tabla 6.

Tabla 6

*Tenor de principales elementos en el mineral en estudio, ICP*

Elemento	Concentración (ppm)	Código
Au	0,79	CIC80V
Sb	5,40	CIC80V
As	8,50	CIC80V
Ca	310,00	CIC80V
Cu	13,90	CIC80V
Fe	1,53	CIC80V
Mg	0,775	CIC80V
K	16,40	CIC80V
Ag	3,41	CIC80V
Na	183,00	CIC80V
Sr	0,82	CIC80V
Zn	0,905	CIC80V
Hg	4,02	CVA12V
(SO <sub>4</sub> ) <sup>=</sup>	105,00	CIC80V

Fuente: Archivos de la mina Pucamarca, 2016.

De la Tabla 6 se observa que la ley promedio de la muestra es:

Au = 0,79 ppm

Ag = 3,41 ppm

Cu = 13,9 ppm

#### 4.5.3. Granulometría de la muestra

La granulometría obtenida de la muestra proveniente del tajo de mina Checocollo es de un  $P_{80}$  de 152,4 mm (6") el cual fue reducido de tamaño mediante el uso de una chancadora de quijada a un  $P_{80}$  de 63,75 mm ( $\cong$  2,5"), tamaño de partícula más cercano al que se alimenta a la pila de lixiviación con cianuro alcalino. Para ello se muestra un análisis granulométrico valorado en la Tabla 7.

Tabla 7

*Análisis granulométrico de cabeza valorado*

N° Malla	Abertura $\mu\text{m}$	Peso Ret kg	% Parcial f(xi)	% Acum R G(xi)	% Acum P F(xi)	Au ppm	Ag ppm
4"	101 600	0	0,00	0	100,00		
3"	76 200	42,6	8,47	8,47	91,53	0,28	0,50
2"	50 800	79,6	15,83	24,30	75,70	0,29	0,52
1 1/2"	38 100	43,8	8,71	33,01	66,99	0,32	0,62
1"	25 400	45,2	8,99	42,00	58,00	0,33	0,98
3/4"	19 050	35,9	7,14	49,14	50,86	0,38	2,40
1/2"	12 700	38,2	7,60	56,73	43,27	0,58	2,50
1/4"	6 300	45,00	8,95	65,68	34,32	0,65	3,60
m10	2 000	58,60	11,65	77,33	22,67	0,94	4,80
100	150	36,80	7,32	84,65	15,35	1,40	6,40
200	75	48,60	9,66	94,31	5,69	1,84	8,69
-200	-75	28,60	5,69	100,00	0,00	2,60	9,65
<b>Masa de muestra</b>		<b>502,9</b>	<b>100,00</b>	Ley promedio		<b>0,79</b>	<b>3,40</b>

Fuente: Elaboración propia, 2016.

Con los datos de la Tabla 7 se grafica la columna 2 versus columna 6 para obtener la curva GGS (Figura 21) para determinar el valor del tamaño de partícula.  $P_{80} = 63\ 752,8\ \mu\text{m}$ , equivalente 63,75 mm (2,5”).

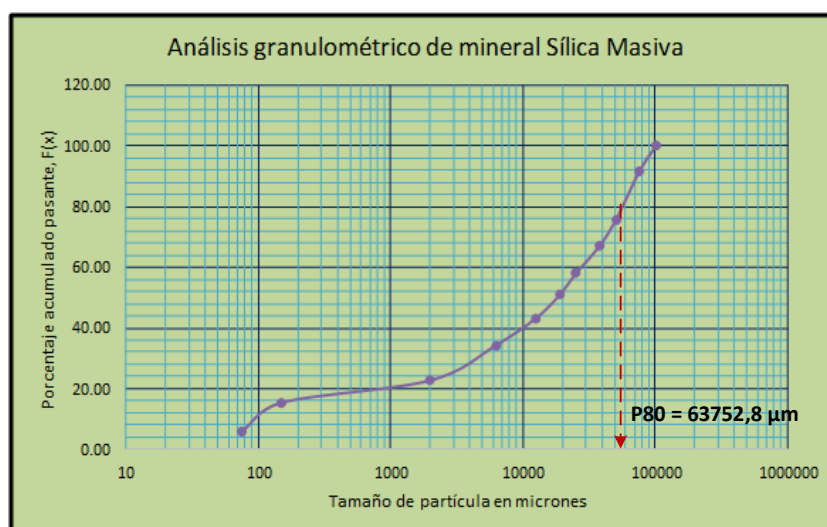


Figura 21. Análisis granulométrico de la muestra de la alteración Sílice masiva. Fuente: Elaboración propia, 2016.

#### 4.6. Ejecución de las pruebas de lixiviación

##### 4.6.1. Pruebas de cianuración en columna

Se realizó seis pruebas de cianuración en columnas de 0,762 m  $\Phi$  x 3 m h, a un  $P_{80}$  promedio de 63,75 mm. El procedimiento que se siguió es:

- Se empezó la prueba regando con una tasa de 5 L/hm<sup>2</sup> para el proceso de humectación.
- Cuando apareció la primera gota de percolación se pesó la solución sobrante y la hora.

- c. Luego se continuó regando con una tasa 11 L/hm<sup>2</sup> durante todo el proceso de lixiviación manteniendo el pH y CN<sup>-</sup> iniciales.
- d. Se realizó la lixiviación variando las concentraciones de cianuro de 50, 60 y 200 ppm a las columnas C-13, C-14 y C-15 a pH 10,5.
- e. Simultáneamente se corrió las pruebas con las mismas concentraciones añadiendo peróxido de hidrógeno (10 % y 12 %) y manteniendo los parámetros iniciales a las columnas C-16, C-17 y C-18.

#### **4.6.2. Pruebas de cianuración en botella**

Estas pruebas se realizaron en 6 botellas con el propósito de determinar el porcentaje de extracción de oro y plata, evaluar la cinética de disolución y determinar los ratios de consumo de reactivos.

#### **Procedimiento operativo de prueba de lixiviación en botella (Bottle RollTest-1) ESTANDAR y (Bottle RollTest-2) con Peróxido de hidrógeno**

- a) Se Recepcionó y preparó el mineral a 100 % malla 6,35 mm (¼") para la prueba.
- b) Se cargó la botella con 2 kg de muestra agregándole agua a una dilución de 1,5 (3 Litros de agua).

- c) Se pesó la botella + mineral + agua y se anotó este peso en la etiqueta de la botella y en el formato. (peso inicial)
- d) Se midió el pH natural de la solución y anotado en el formato, luego se agregó el óxido de calcio hasta obtener un pH entre 10,5 y 10,8, así se obtuvo el ratio de consumo de cal para este mineral.
- e) Se agregó el cianuro de sodio (NaCN) dependiendo de la concentración en la que se estableció correr la prueba.
- f) Se colocó la botella en la mesa de rodillos a una velocidad de 20 rpm y se anotó la hora exacta de inicio de la prueba.
- g) Se hizo el control a las 2; 4; 8; 24; 48 y 72 horas. En cada control se procedió de la siguiente manera:
- ❖ Detenga la agitación, retire la botella.
  - ❖ Pesar la botella.
  - ❖ Agregar agua en caso el peso sea menor al peso inicial de la prueba.
  - ❖ Colóquela sobre la mesa de trabajo y espere a que sedimente.
  - ❖ De la solución limpia extraer 40 mL, de no obtener solución clara filtrarla con papel filtro N°42, sacar 10 mL para medir cianuro libre y 30 mL para entregar por duplicado a Laboratorio Químico por los análisis requeridos.
  - ❖ Medir pH en la misma botella. Anotar en el formato.

- ❖ Agregar cal si el pH es menor a 10,5, anotar los gramos adicionados en el formato. No adicionar cal después de realizar el control de 72 horas.
- ❖ Titular la solución cianurada para determinar concentración de cianuro libre, Anotar gasto de nitrato de plata 0,01 N en el formato.
- ❖ Usar diferentes pipetas exclusivas para cada prueba, tener cuidado rotular mal las muestras.
- ❖ Agregar cianuro de sodio dependiendo de la concentración que se está corriendo la prueba. Anotar la cantidad de cianuro de sodio adicionado en el formato. No adicionar cianuro de sodio después de realizar el control de 72 horas.
- Colocar la botella en la mesa de rodillos nuevamente y dejar hasta el próximo control.
- Después de haber realizado el control de 72 horas, vaciar a un balde limpio todo el contenido de la botella hasta que la botella quede completamente limpia.
- Lavar el sólido (ripio) en el balde por 5 veces hasta que la concentración de cianuro este por debajo de 1 ppm.
- Poner la muestra (ripio) en la estufa de secado, para luego enviarla a laboratorio químico para los análisis requeridos de Au y Ag.

### **Constantes experimentales para pruebas BRT estándar**

Masa de muestra	: 2 000 g
Granulometría	: 100 % - 6,35 mm (-1/4")
Volumen de agua	: 3 000 mL
Velocidad de agitación	: 60 rpm
Cianuro libre	: 60 y 1000 ppm
pH promedio	: 10,5

### **Constantes experimentales para pruebas BRT–Peróxido de hidrógeno**

Masa de muestra	: 2 000 g
Granulometría	: 100 % - 6,35 mm (-1/4")
Volumen de agua	: 3 000 mL
Velocidad de agitación	: 60 rpm
Cianuro libre	: 60 y 1000 ppm
pH promedio	: 10,5
Peróxido de hidrógeno	: 10 %

#### **4.6.3. Pruebas de lixiviación en columna**

Estas pruebas se realizaron para evaluar comparativamente la lixiviación convencional en columnas con la lixiviación con adición de peróxido de hidrógeno (H<sub>2</sub>O<sub>2</sub>).

## **Procedimiento de lixiviación en columna convencional y con H<sub>2</sub>O<sub>2</sub>**

Se ha realizado el siguiente procedimiento, evaluando los parámetros importantes de este proceso:

- i. Se tomó la muestra recolectada del tajo y se trituró en la chancadora primaria de quijada reduciendo previamente el set para obtener un P<sub>80</sub> de 63,5 mm (2,5").
- ii. Con la ayuda de un mini cargador se recolecta la muestra reducida que descarga la chancadora y se apila en el patio de homogenización.
- iii. La muestra se homogenizó cinco veces mediante el método del coneo y cuarteo, luego se realiza la toma de muestra para ratio de cal, carguío y análisis de los valores metálicos.
- iv. Se cargó la columna 0,762 m  $\Phi$  x 3 m h previamente codificados, se le instala el sistema de riego con los recipientes para la solución lixivante y pregnant o PLS (solución rica).
- v. Se empezó la prueba regando con una tasa de 5 L/hm<sup>2</sup> para el proceso de humectación, con un pH 10,5 y CN<sup>-</sup> en ppm.
- vi. Cuando apareció la primera gota de percolación se tomó el peso sobrante de la solución lixivante y la hora.

- vii. Luego se continuó regando con una tasa de 11 L/hm<sup>2</sup> durante todo el tiempo de lixiviación manteniendo el pH y CN<sup>-</sup> iniciales.
- viii. Se pesó cal y se agregó al balde con agua agitando hasta que se diluya, igualmente se pesa el cianuro de sodio a los ppm requeridos, se agrega a la solución y se agita hasta que se diluya.
- ix. Se tomó una muestra de solución de 10 mL y se procedió a titular obteniendo la concentración adecuada para la prueba y un pH de 10,5 promedio.
- x. Obtenidos los parámetros de prueba se empezó a regar la columna.
- xi. Las tomas de muestras se realizaron cada 24 horas. Las cuales se envían para análisis por Au – Ag – Chiddey.

Todos los controles antes mencionados se realizaron diariamente por cinco días consecutivos hasta tener una ley de percolación de oro menor a 0,02 ppm. Se tomó lectura de pH y CN<sup>-</sup> libre remanente en el proceso. Luego la columna entró a una etapa de lavado, preparando solución alcalina respetando la densidad de riego de la columna. Este lavado se realizó hasta que la concentración de cianuro estuvo a menos de un 1 ppm de cianuro libre. La solución que percoló fue pesada y analizada como si fuera control de columna. Después de terminar la etapa de lavado, se dejó drenar la columna hasta alcanzar el mínimo flujo de drenaje, de igual

manera esta solución se pesará y enviará a analizar. Se midió la altura libre final dejada entre el mineral y el límite de la columna.

En la descarga se tomó muestra para determinar el porcentaje de humedad que tiene el mineral lixiviado, en adelante ripio. Se preparó el ripio y malla valorada para análisis y se envió al laboratorio para ensaye de Au y Ag. Para las pruebas de lixiviación en columna con adición de peróxido se sigue el mismo procedimiento solo cambia la dosificación del peróxido de hidróxido.

### **Constantes experimentales de la prueba de lixiviación en columna estándar**

Conductividad hidráulica	: 1,4 m/día
Humedad de saturación	: 3,54 %
Masa de muestra	: 2 000 kg
Ratio de cal	: 0,25 kg/t
Tasa de riego	: 11 L/hm <sup>2</sup>
Flujo de riego	: 84 mL/min
Cianuro libre	: 50, 60 y 200 ppm
pH promedio	: 10,5

**Constantes experimentales de la prueba de lixiviación en columna con adición de peróxido de hidrógeno**

Conductividad hidráulica	: 1,4 m/día
Humedad de saturación	: 3,54 %
Masa de muestra	: 2 000 kg
Ratio de cal	: 0,25 kg/t
Tasa de riego	: 11 L/hm <sup>2</sup>
Flujo de riego	: 84 mL/min
Cianuro libre	: 50, 60 y 200 ppm
pH promedio	: 10,5
Peróxido de hidrógeno	: 10 a 12 %

## **CAPÍTULO V**

### **RESULTADOS Y DISCUSIÓN**

#### **5. Resultados y discusión de la investigación**

En este capítulo se presenta los resultados obtenidos en la experimentación para mejorar el proceso de lixiviación convencional. Estos resultados muestran la mejora general que se consigue de la muestra de mineral con el cambio implementado con la adición de peróxido de hidrógeno frente la lixiviación convencional. Se destaca especialmente la variable que ha influido significativamente en la mejora del proceso de lixiviación actual y en su evolución, ofreciendo las posibles razones que han podido dar lugar a dichos resultados.

Mediante la experimentación desarrollada en este estudio, se logró mejorar la recuperación de oro al emplear el peróxido de hidrógeno (proceso PAL), como oxidante coadyuvante y proveedor de oxígeno al proceso y disminuir el comportamiento refractario de la mena que se procesa en la unidad minera Pucamarca-Minsur. El oro presente en esta mena está tipificado como oro invisible.

### 5.1. Resultados de las pruebas de lixiviación en botella estándar

Se presenta los resultados de la prueba de lixiviación en botella BRT (Bottle roll test) corrida por duplicado siendo la prueba 1 y 2 a 60 ppm de cianuro y las pruebas 3 y 4 a 1000 ppm de cianuro que corresponde al ripio o relave de las columnas de lixiviación. En la Tabla 8 se muestra los resultados obtenidos de la prueba BRT (Bottle roll test) 1 y 2 en la que se puede observar las recuperaciones de oro y plata muy bajas

Tabla 8

*Resultados de la prueba BRT-1 y 2 estándar en botella*

Tiempo de agitación (h)	BRT-1 a 60 ppm			BRT-2 a 60 ppm		
	Ley Au ppm	% Ext Au en Solución	% Ext Ag en Solución	Ley Au ppm	% Ext Au en Solución	% Ext Ag en Solución
0	0,000	0,00	0,00	0,000	0,00	0,00
4	0,021	13,32	9,84	0,022	13,91	10,02
8	0,023	14,86	9,97	0,023	15,03	10,68
24	0,027	17,97	13,39	0,027	17,87	14,51
48	0,033	21,76	16,84	0,033	21,96	18,39
72	0,036	24,26	19,80	0,037	24,85	19,16

Fuente: Elaboración propia, 2016.

En la Tabla 9 se muestra los resultados obtenidos de la prueba BRT 3 y 4 en la que se puede observar que las recuperaciones de oro y plata han mejorado al emplear una fuerza de cianuro de 1000 ppm, el cual indica que hay un fuerte consumo de este lixivante debido a la presencia de cianicidas en la alteración Sílice masiva de la mina Pucamarca.

Tabla 9

*Resultados de las pruebas BRT-3 y 4 estándar en botella*

Tiempo de agitación (h)	BRT-3 a 1000 ppm			BRT-4 a 1000 ppm		
	Ley Au ppm	% Ext Au en Solución	% Ext Ag en Solución	Ley Au ppm	% Ext Au en Solución	% Ext Ag en Solución
0	0,000	0,00	0,00	0,000	0,00	0,00
4	0,028	18,26	12,86	0,030	19,25	13,38
8	0,030	19,48	13,95	0,032	20,79	14,45
24	0,036	23,65	16,89	0,036	23,64	18,20
48	0,038	25,27	19,40	0,038	25,23	20,22
72	0,043	29,18	22,41	0,044	29,40	22,72

Fuente: Elaboración propia, 2016.

En la Tabla 10 se muestra los consumos de cianuro de sodio y cal en las 4 pruebas.

Tabla 10

*Consumo total de NaCN y Cal*

Concentración de cianuro en ppm	Consumo de reactivos en kg/t	
	NaCN	CaO
60	0,21	1,3
60	0,22	1,2
1000	1,52	0,85
1000	1,57	0,85

Fuente: Elaboración propia, 2016.

En la Tabla 10 se muestra también que existe una relación inversa entre el consumo de cianuro y cal, es decir, a mayor consumo de cianuro menor consumo de cal, esto se debe a que el cianuro es alcalino.

Con los datos de las Tablas 8 y 9 se construye las gráficas que explican la cinética de disolución del oro y la plata. Las curvas cinéticas mostradas en la Figura 22 indican que en los primeros minutos hay una cinética rápida del cianuro y luego se hace lenta la extracción debido a que el oxígeno se va agotando. Se observa también que la repetición de pruebas son iguales en resultados que representan la extracción del oro, lo cual da confianza respecto a que se está operando adecuadamente, por tanto, los resultados son confiables.

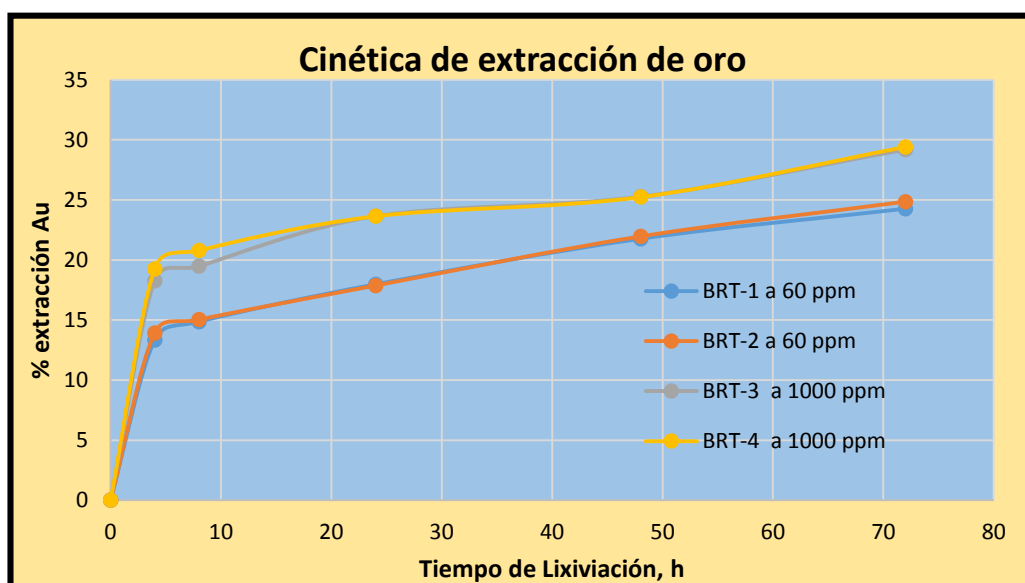


Figura 22. Cinética de extracción de oro.  
Fuente: Elaboración propia, 21016.

No pasa lo mismo con la plata, siempre menos soluble en cianuro. Tal como se muestra en la Figura 23, hay una pequeña variación en cada caso, pero la meta no es la plata sino el oro.

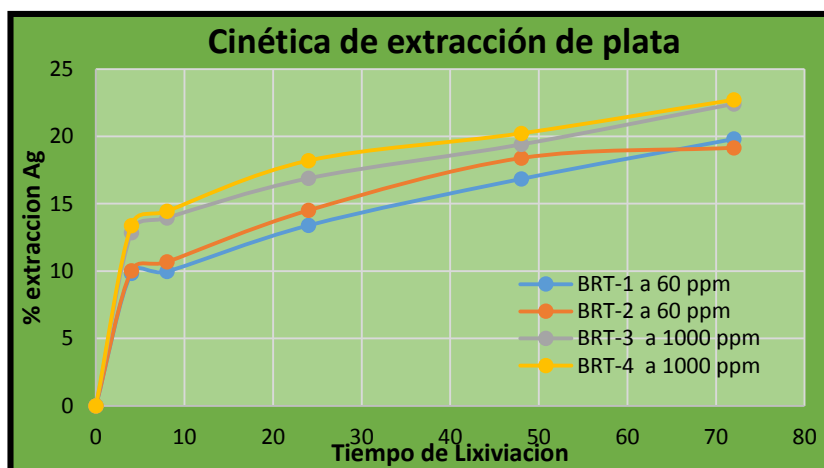


Figura 23. Cinética de extracción de plata.  
Fuente: Elaboración propia, 21016.

## 5.2. Resultados de pruebas de lixiviación en botella con H<sub>2</sub>O<sub>2</sub>

Se ha trabajado con el mismo tipo de alteración geológica, que conforma el ripio o relave de las columnas de lixiviación previamente preparado, luego lixiviando en dos estados, uno adicionando primero el peróxido de hidrógeno, después se agrega el cianuro y se logra obtener un 36,54 % de oro más.

Tabla 11

Resultados de las pruebas en botella a 1000 ppm adicionando H<sub>2</sub>O<sub>2</sub>

Tiempo agitación (h)	Con peróxido y después [CN-] 1000 ppm		Con peróxido + [CN-] 1000 ppm	
	Ley Au ppm	% Ext Au en Soluciones	Ley Au ppm	% Ext Au en Soluciones
0	0,000	0,00	0,000	0,00
14	0,049	31,96	0,062	40,43
24	0,051	33,69	0,064	42,28
48	0,052	34,78	0,066	44,14
72	0,054	36,54	0,068	46,02

Fuente: Elaboración propia, 2016.

Con la otra prueba, donde se adiciona peróxido y cianuro se logra obtener mayor extracción de oro en un 46 % más, tal como se muestra en la Tabla 11. Ambos casos se muestran en la Figura 24, donde se observa que cuando se oxigena primero y después se agrega el cianuro es más lento el proceso y ello se debe a que el oxígeno probablemente escapa del seno de la pulpa por la sobresaturación en el primer instante, mientras que en segunda prueba se puede observar que hay un mayor efecto catalizador por el oxígeno aportado por el peróxido al acelerar la cinética de disolución del oro, y por tanto se logra una mejora en la disolución del oro invisible o atómico.

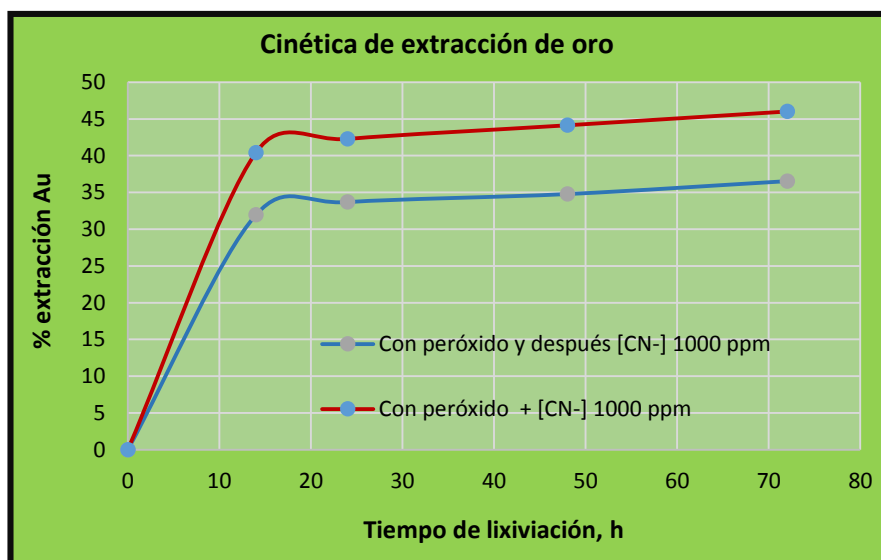


Figura 24. Cinética de disolución de oro usando peróxido de hidrógeno. Fuente: Elaboración propia, 2016.

En la Tabla 12 se observa que la extracción de la plata incrementó 25 % más, tal como se muestra en la curva cinética de la Figura 20.

Tabla 12

Resultados de las pruebas en botella a 1000 ppm adicionando H<sub>2</sub>O<sub>2</sub>

Tiempo de agitación (h)	Con peróxido y después [CN-] 1000 ppm		Con peróxido + [CN-] 1000 ppm	
	Ley Ag ppm	% Ext Ag en solución	Ley Ag ppm	% Ext Ag en Solución
0	0,000	0,00	0,000	0,00
14	0,300	13,78	0,400	18,37
24	0,330	15,34	0,440	20,45
48	0,460	21,51	0,480	22,56
72	0,500	23,63	0,530	25,14

Fuente: Elaboración propia, 2016.

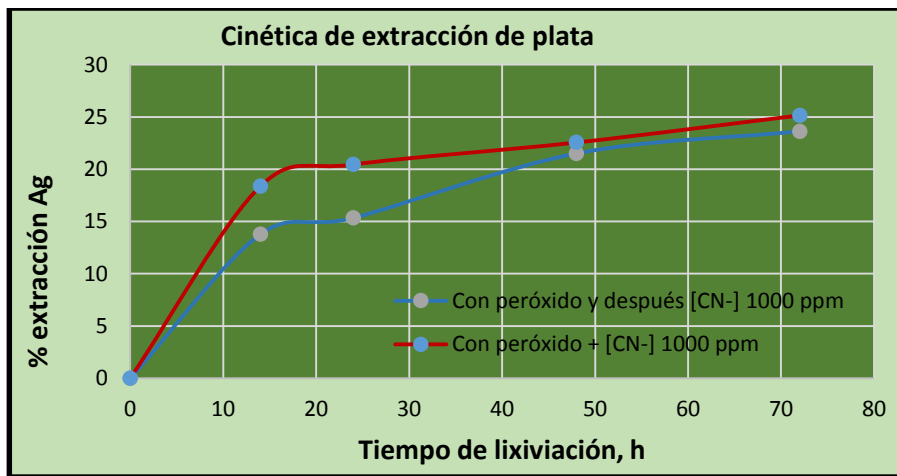


Figura 25. Cinética de disolución de la plata usando peróxido de hidrógeno.  
Fuente: Elaboración propia, 2016.

Los resultados que se muestran en la Tabla 13 confirman que resulta más beneficioso agregar a la pulpa al mismo tiempo el peróxido y el cianuro, donde se incrementa a un 46 % más, tal como se muestra en la Figura 26 en forma comparativa entre las pruebas estándar y las pruebas con adición de H<sub>2</sub>O<sub>2</sub>.

Tabla 13

Resultados de las pruebas en botella a 1000 ppm adicionando H<sub>2</sub>O<sub>2</sub> 0,1 %

Tiempo agitación (h)	Con peróxido 0,1% y después de [CN-] 1000 ppm		Con peróxido 0,1% + [CN-] 1000 ppm	
	Ley Au ppm	% Ext Au en solución	Ley Au ppm	% Ext Au en solución
0	0,000	0,00	0,000	0,00
14	0,049	31,96	0,062	40,43
24	0,051	33,69	0,064	42,30
48	0,052	34,78	0,066	44,05
72	0,054	36,54	0,068	46,02

Fuente: Elaboración propia, 2016.

Las curvas cinéticas comparativas con la estándar se muestran en la Figura 26, donde se aprecia claramente la mejora alcanzada cuando se ataca la muestra con ambos reactivos al mismo tiempo, pero nunca se deben adicionar mezclándolos antes de agregarlos al mineral o a la pulpa.

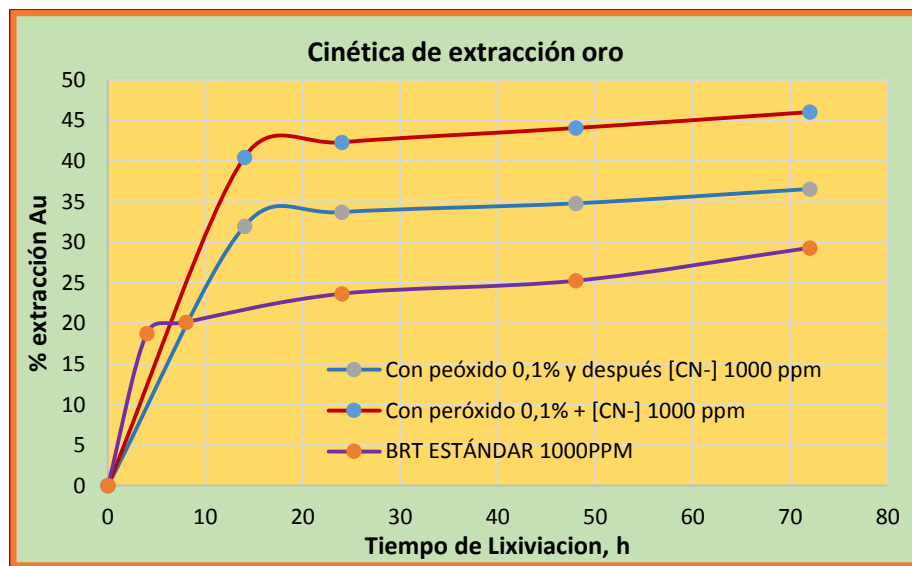


Figura 26. Cinética de disolución del oro usando H<sub>2</sub>O<sub>2</sub> 0,1 %.

Fuente: Elaboración propia, 2016.

En la Tabla 14 y en la Figura 27 se puede observar también una mejora en la extracción de plata en un 25 % y también hay una ligera aceleración de la cinética con el tiempo.

Tabla 14

Resultados de las pruebas en botella a 1000 ppm adicionando H<sub>2</sub>O<sub>2</sub> 0,1 %

Tiempo de agitación (h)	Con peróxido 0,1% y después [CN-] 1000 ppm		Con peróxido 0,1% + [CN-] 1000 ppm	
	Ley Ag ppm	% Ext Ag en solución	Ley Ag ppm	% Ext Ag en solución
0	0,000	0,00	0,000	0,00
14	0,300	13,78	0,400	18,37
24	0,330	15,34	0,440	20,45
48	0,460	21,51	0,480	22,56
72	0,500	23,63	0,530	25,14

Fuente: Elaboración propia, 2016.

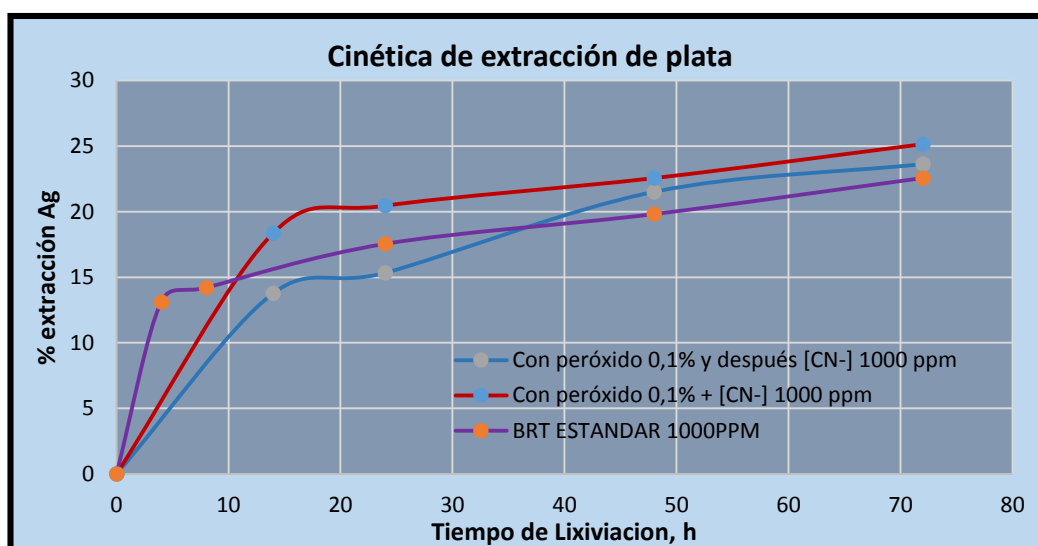


Figura 27. Cinética de disolución de la plata usando H<sub>2</sub>O<sub>2</sub> 0,1 %.

Fuente: Elaboración propia, 2016.

### 5.3. Pruebas estándar de lixiviación en columna

Conociendo los resultados obtenidos en las pruebas de lixiviación en botella denominadas BRT (Bottle roll test), se procedió a realizar las pruebas de lixiviación en columna con el mineral en estudio que procede del relave de las pruebas columna, indica que se puede mejorar la lixiviación en columna trabajando con parámetros dinámicos en función de la mineralogía de este yacimiento (ver Anexo 2). Como se puede apreciar en la Tabla, 15 que muestra los resultados de las pruebas estándar en columna C-13, C-14 y C-15 en dos bloques. En el primer bloque se ha variado la fuerza de cianuro y el tamaño de partícula en función del P<sub>80</sub> y el segundo bloque se ha variado la fuerza de cianuro y se ha mantenido constante el tamaño de partícula máximo de 50,8 mm.

Tabla 15  
*Resultados de las pruebas estándar en columna*

Columna Bloque 1	Tasa de Riego (L/hm <sup>2</sup> )	Granulometría mm	Leyes de Cabeza Calculada(g/t)			Extracción Calculada (%)		
			Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu
C-13 50 ppm	11	P(80): 35,8	0,79	3,4	36,9	73,7	3,3	6,3
C-14 60 ppm	11	P(80): 36,83	0,79	3,0	24,6	75,3	3,9	10,0
C-15 200 ppm	11	P(80): 38,1	0,76	3,4	30,9	79,8	4,0	10,6
Columna Bloque 2	Tasa de Riego (L/hm <sup>2</sup> )	Granulometría mm	Leyes de Cabeza Ensayada (g/t)			Extracción en soluciones (%)		
			Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu
C-13 50 ppm	11	100% -50,8	0,7	2,8	26,0	86,8	4,0	8,9
C-14 60 ppm	11	100% -50,8	0,7	2,8	26,0	88,9	4,2	9,5
C-15 200 ppm	11	100% -50,8	0,7	2,8	26,0	91,1	4,8	12,6

Fuente: Elaboración propia, 2016.

En el primer bloque se logra alcanzar una extracción del 79,8 % para una fuerza de cianuro de 200 ppm y un  $P_{80}$  de 38,1 mm, resultado que ha permitido realizar el bloque 2 de pruebas, donde se puede observar que para una fuerza de 200 ppm de cianuro y a un tamaño de 100 % - 50,8 mm, lográndose alcanzar una extracción del 91 % correspondiente a un tiempo de exposición de 23 días.

En la Figura 28 se puede observar claramente el incremento de la cinética en los primeros 4 días luego va incrementando levemente hasta hacerse casi constante en los últimos días.

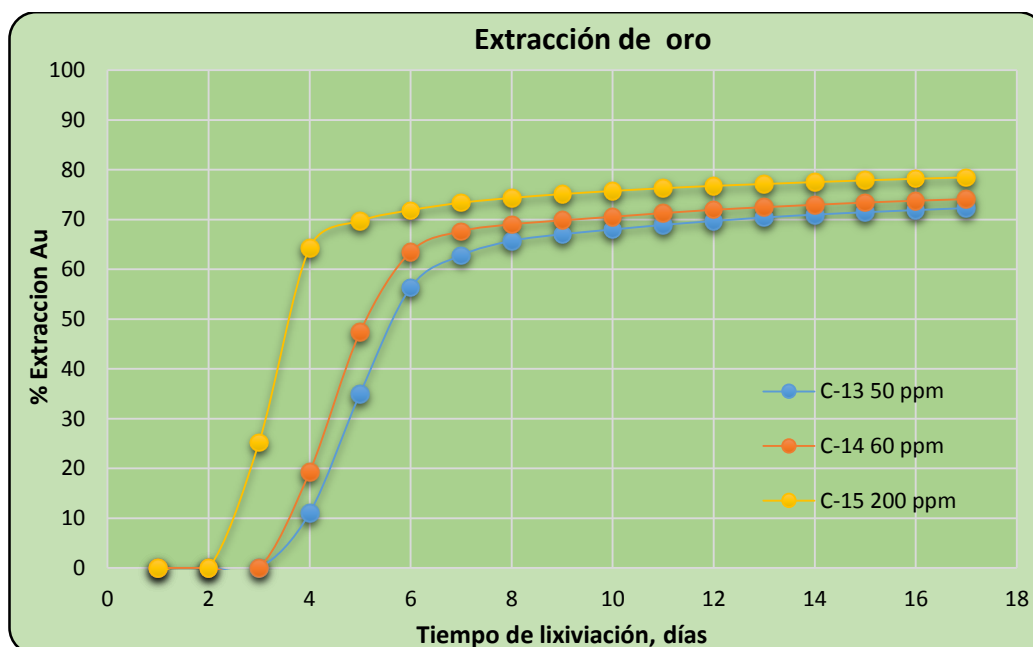


Figura 28. Cinética de disolución de oro prueba de lixiviación estándar en columna. Fuente: Elaboración propia, 2016.

La plata tanto en el bloque 1 como en el bloque 2 muestra una caída en la extracción, Figura 29.

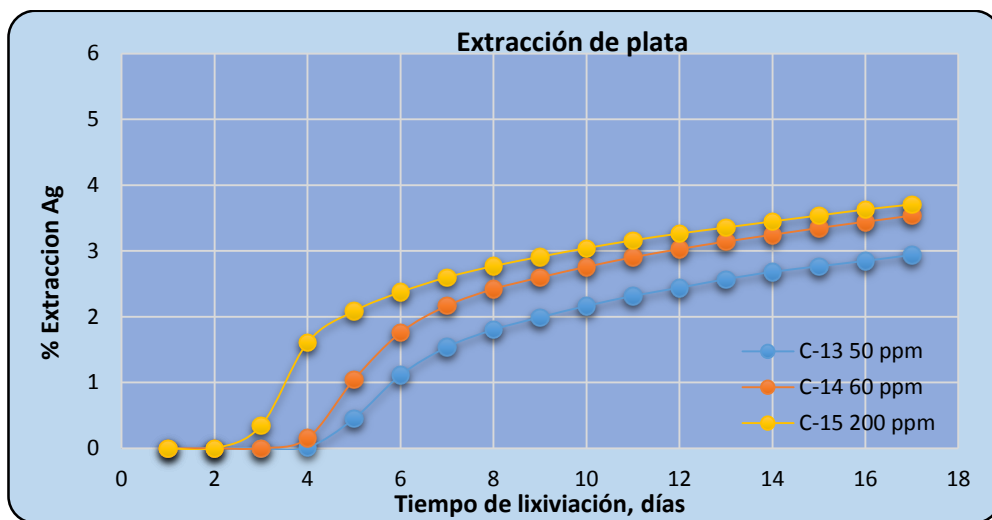


Figura 29. Cinética de disolución de la plata prueba de lixiviación estándar en columna. Fuente: Elaboración propia, 2016.

#### 5.4. Pruebas de lixiviación en columna con uso de H<sub>2</sub>O<sub>2</sub>

Se realizó dos bloques de pruebas en las que se ha variado la fuerza de cianuro y la sustancia oxidante, manteniendo constante la granulometría a 100 % - 50,8 mm, la tasa de riego a 11 L/hm<sup>2</sup> tal como se observa en la Tabla 16 y en las Figuras 23 y 24. En el bloque 1 se ha logrado alcanzar una extracción del 80,6 % y del 5,2 % de plata. En el bloque 2 se alcanzó una extracción del 90,5 % de oro y del 5 % de plata durante un periodo de 20 días y con una fuerza de cianuro de 200 ppm. La extracción del oro es buena considerando las características de esta alteración denominada Sílice masiva. Esto se debe a la alta tasa de riego al posible recubrimiento

de la plata por óxidos que se forman al producirse la oxidación de los minerales sulfurados (ver anexo 2).

Tabla 16

Resultados de las pruebas en columna con uso de  $H_2O_2$

Columna Bloque 1	Tasa de Riego (L/hm <sup>2</sup> )	Granulometría mm	Leyes de Cabeza Calculada (g/t)			Extracción (%)		
			Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu
C-16 50 ppm + H <sub>2</sub> O <sub>2</sub>	11	100 % -50,8	0,79	3,6	24,0	76,3	3,0	7,8
C-17 60 ppm + H <sub>2</sub> O <sub>2</sub>	11	100 % -50,8	0,78	3,7	30,2	77,5	3,0	7,0
C-18 200 ppm + H <sub>2</sub> O <sub>2</sub>	11	100 % -50,8	0,75	2,7	26,6	80,6	5,2	12,7

Columna Bloque 2	Tasa de Riego (L/hm <sup>2</sup> )	Granulometría mm	Leyes de Cabeza Ensayada (g/t)			Extracción en soluciones (%)		
			Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu
C-16 50 ppm + H <sub>2</sub> O <sub>2</sub>	11	100 % -50,8	0,7	2,8	26,0	89,6	3,9	7,2
C-17 60 ppm + H <sub>2</sub> O <sub>2</sub>	11	100 % -50,8	0,7	2,8	26,0	90,2	3,9	8,1
C-18 200 ppm + H <sub>2</sub> O <sub>2</sub>	11	100 % -50,8	0,7	2,8	26,0	90,5	5,0	13,0

Fuente: Elaboración propia, 2016.

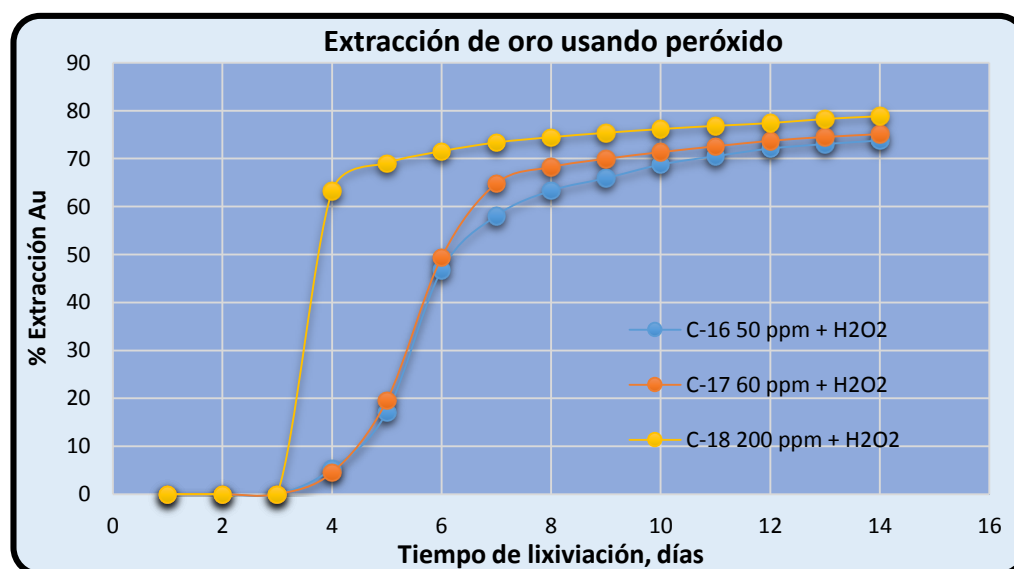


Figura 30. Cinética de disolución de oro, prueba en columna con uso de  $H_2O_2$ .

Fuente: Elaboración propia, 2016.

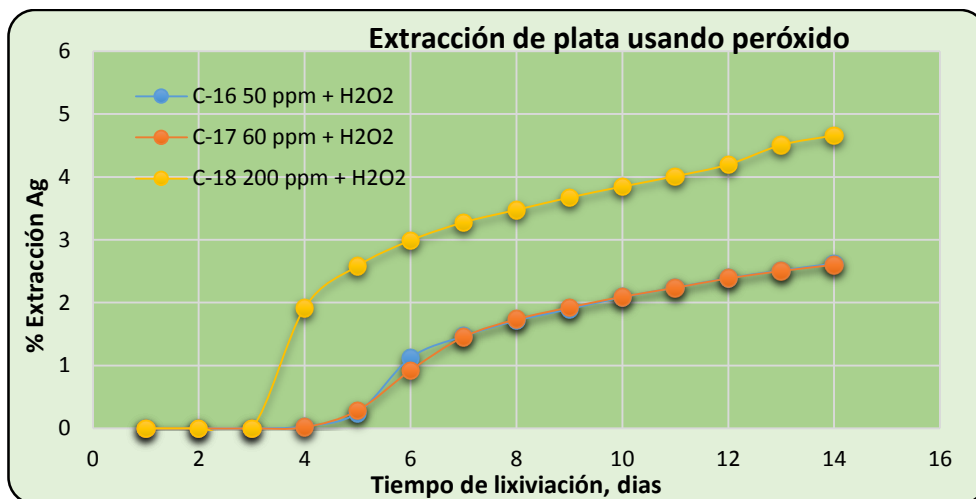


Figura 31. Cinética de disolución de plata, prueba en columna con uso de H<sub>2</sub>O<sub>2</sub>.  
Fuente: Elaboración propia, 2016.

#### 5.4.1. Análisis general de las pruebas metalúrgicas respecto a la extracción de oro usando peróxido de hidrógeno

Se tiene una marcada tendencia al incrementar la concentración de cianuro frente a la extracción de oro y plata, y si a ello le sumamos la adición del peróxido de hidrógeno se tiene, de acuerdo a la evaluación de la investigación, un mejor resultado tanto en mejora de la cinética como en la extracción dando resultados muy cercanos al óptimo para el proceso de lixiviación en proceso PAL. De acuerdo a la evaluación de los procesos realizados, mostrados en la Figura 32 se verifica que se tiene mejores resultados de extracción de los valores metálicos de oro y plata con la adición de peróxido de hidrógeno, donde se puede observar claramente que ayuda a mejorar la oxigenación del proceso que se ve afectada por

minerales cianicidas consumidores de oxígeno y proporciona una cinética de reacción mucho más rápida frente a la disolución y transferencia de masa de los valores metálicos en la lixiviación convencional con cianuro.

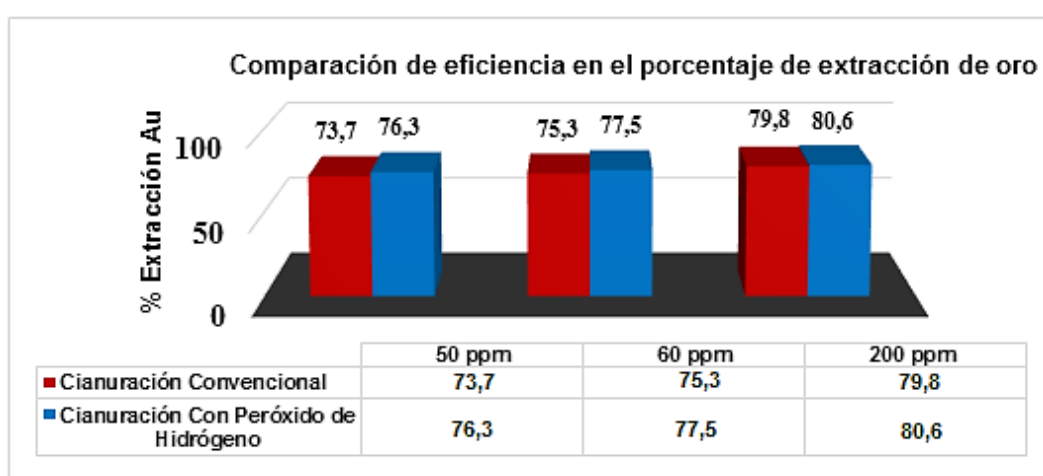


Figura 32. Comparación de eficiencia en el porcentaje de extracción de oro.  
Fuente: Elaboración propia, 2016.

#### 5.4.2. Resumen de consumo de reactivos

En la Tabla 17 y Figura 33 se muestra el consumo de reactivos.

Tabla 17

*Consumo de reactivos en la lixiviación en columna*

Columna	Consumo de reactivos (kg/t)			Ratio L/S	Días
	NaCN	H <sub>2</sub> O <sub>2</sub> ppm	Cal		
C-13 50 ppm	0,079		0,24	1,03	23
C-14 60 ppm	0,083		0,24	1,03	23
C-15 200 ppm	0,279		0,24	1,08	23
C-16 50 ppm + H <sub>2</sub> O <sub>2</sub>	0,066	200,00	0,24	0,89	20
C-17 60 ppm + H <sub>2</sub> O <sub>2</sub>	0,076	200,00	0,24	0,88	20
C-18 200 ppm + H <sub>2</sub> O <sub>2</sub>	0,149	200,00	0,24	0,96	20

Fuente: Elaboración propia, 2016.

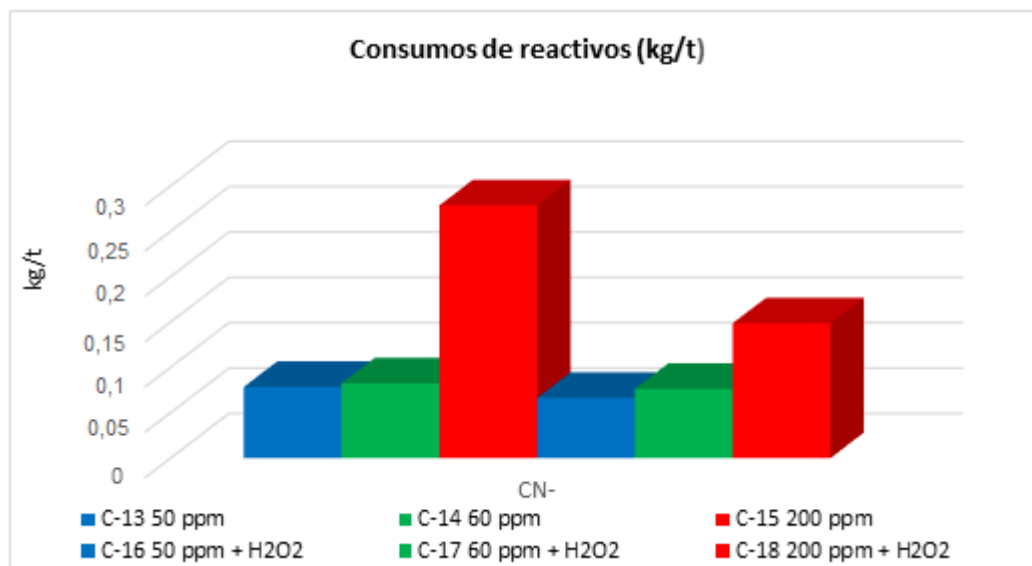


Figura 33. Consumo de reactivos.  
Fuente: Elaboración propia, 2016.

## 5.5. Discusión

La adaptación del proceso PAL en el presente estudio ha resultado ser favorable para la mejora de la extracción del oro contenido en el mineral denominado Sílice Masiva, que no es comparable con la mineralogía de la mina Gencor's Fairview, pero su comportamiento es similar tal como se aprecia en la Figura 34.

Loroesch, Knorre y Griffiths (1988) utilizando el proceso PAL encontraron que después de 17 semanas de prueba, les permitió la extracción de todo el oro accesible con cianuro, aumentándola en un 11,6 %.

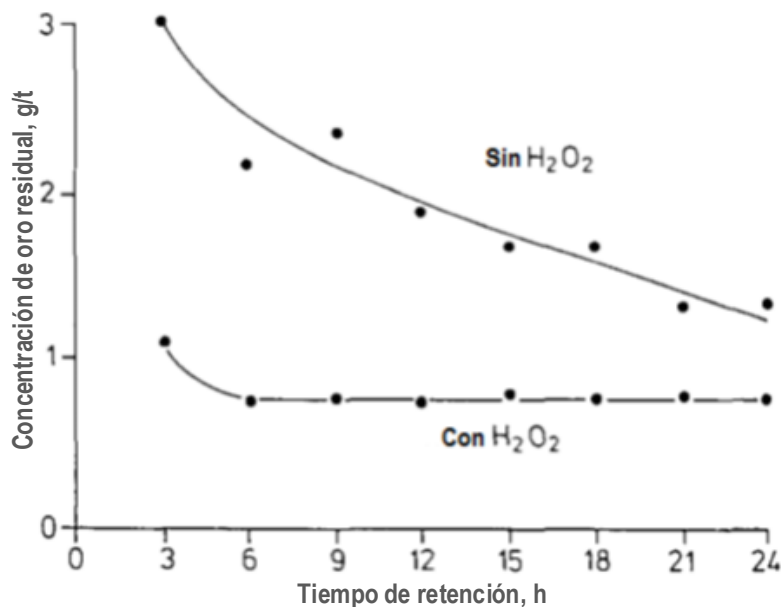


Figura 34. Concentración de oro residual en la mena de Fairview en función del tiempo de lixiviación con y sin H<sub>2</sub>O<sub>2</sub>.  
Fuente: Loroesch, Knorre y Griffiths, 1988.

Este resultado guarda relación con los resultados obtenidos en el presente estudio de la extracción de oro invisible (refractario) que representa el 2,6 %. También se ha logrado disminuir el consumo de cianuro en 0,013 kg/t y el tiempo de lixiviación (- 3 días), que resulta ser más favorable que el proceso de lixiviación convencional.

## 5.6. Contrastación de hipótesis

El uso del peróxido de hidrógeno mejora el proceso de extracción de oro, disminuyendo el consumo de cianuro en la unidad minera Pucamarca-MINSUR.

**H<sub>0</sub>** = El uso del peróxido de hidrógeno mejora el proceso de extracción de oro, disminuyendo el consumo de cianuro en la unidad minera Pucamarca-MINSUR.

**H<sub>a</sub>** = El uso del peróxido de hidrógeno no mejora el proceso de extracción de oro, disminuyendo el consumo de cianuro en la unidad minera Pucamarca-MINSUR.

En concordancia con los resultados obtenidos utilizando el proceso PAL, se rechaza la hipótesis alternativa y se acepta la hipótesis nula.

## CONCLUSIONES

1. Se demostró que el empleo del proceso de lixiviación con adición de peróxido de hidrógeno permite obtener un incremento en extracción con 50 ppm, 60 ppm de 76,3 %, 77,5 % Au respectivamente con relación a la cianuración convencional que es 73,7 %, 75,3 % Au. Se logra incrementar 2,6 % Au y 2,2 % Au en cada caso.
2. Se logra una reducción en los consumos de cianuro de sodio (0,013 kg/t y 0,007 kg/t) y ratios (0,14 y 0,15 m<sup>3</sup>/t) con la lixiviación adicionando peróxido de hidrógeno.
3. Se verifica una marcada tendencia en la rapidez de la cinética de extracción de los valores de Au y Ag en los primeros días de lixiviación con el H<sub>2</sub>O<sub>2</sub> agregados a las pruebas el cual redujo el tiempo de lixiviación y consumo de cianuro.
4. El ciclo de lixiviación con H<sub>2</sub>O<sub>2</sub> se redujo de 23 a 20 días ya que la ley de percolación cayó rápidamente al inicio del ciclo de la lixiviación.

## RECOMENDACIONES

1. Se recomienda al jefe del laboratorio metalúrgico de la mina Pucamarca, continuar las investigaciones sobre este método de procesamiento, realizando pruebas sobre otros tipos de minerales, ya que este trabajo muestra solo el comportamiento de la alteración sílice masiva del tajo Checocollo.
2. Se recomienda al jefe del laboratorio metalúrgico de la mina Pucamarca investigar las otras alteraciones geológicas que tiene la unidad minera Pucamarca.
3. Se recomienda a egresados de la ESME-FAIN/UNJBG realizar estudios con otros oxidantes como el peróxido de calcio, nitrato de plomo, fluoruro de sodio, etc.
4. Se recomienda a egresados de la ESME-FAIN/UNJBG realizar estudios con otros lixiviantes alternativos al cianuro para recuperar la plata.

## REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Andreas, R., Kellens, R. Reddy, J. Steier, N. Hasenpusch, W. (2006). **Alkali Metal Cyanides in Ullmann's Encyclopedia of Industrial Chemistry.** Wiley-VCH, Weinheim, Germany.  
[doi:10.1002/14356007.i01\\_i01](https://doi.org/10.1002/14356007.i01_i01)
- Antrekowitsch, H., Potesser, M., Spruzina W and Prior F. (2006). **Metallurgical Recycling of Electronic Scrap.** In: The Minerals, Howard, S.M. (Eds). Metals and Materials Society, Warrendale, PA., USA. pp: 889-908.
- Arslan, F. Ozdamar D.Y. Muduroglu, M. 2003. **Cyanidation of Turkish gold-silver ore and the use of hydrogen peroxide.** Recuperado de [https://www.researchgate.net/publication/266351631\\_Cyanidation\\_of\\_Turkish\\_gold-silver\\_ore\\_and\\_the\\_use\\_of\\_hydrogen\\_peroxide](https://www.researchgate.net/publication/266351631_Cyanidation_of_Turkish_gold-silver_ore_and_the_use_of_hydrogen_peroxide)
- Barsky, G, Swaison, S. J. Easley, N. 112:660 – 667, (1935). **Dissolution of gold and silver in cyanide solutions.** Tras. Am. Inst. Min-Metal. Engrs.
- Bas, C., Ghali, E. y Choi, J. 2017. **A review on electrochemical dissolution and passivation of gold during cyanidation in presence of sulphides and oxides.** Recuperado de

[https://www.researchgate.net/publication/317985297\\_A\\_review\\_on\\_electrochemical\\_dissolution\\_and\\_passivation\\_of\\_gold\\_during\\_cyanidation\\_in\\_presence\\_of\\_sulphides\\_and\\_oxides](https://www.researchgate.net/publication/317985297_A_review_on_electrochemical_dissolution_and_passivation_of_gold_during_cyanidation_in_presence_of_sulphides_and_oxides)

Brent H, J y Atluri, V.P. (2014). Dissolution chemistry of gold and silver in different lixivants. Recuperado de [https://www.researchgate.net/publication/248933922\\_Dissolution\\_Chemistry\\_of\\_Gold\\_and\\_Silver\\_in\\_Different\\_Lixivants](https://www.researchgate.net/publication/248933922_Dissolution_Chemistry_of_Gold_and_Silver_in_Different_Lixivants)

Carrillo S, M.I. (2013). **Estudio comparativo de la lixiviación de dos minerales auroargentíferos (oxidado y sulfurado) con cianuro y tiourea.** Recuperado de <http://tangara.uis.edu.co/biblioweb/tesis/2013/148325.pdf>

Cathro, K.J. 1963. **The effect of oxygen in the cyanidation process for gold recovery.** Proc. Ausi. Inst. Min. Met., N° 207, pp 181-205.

Cerón C, F.T. (2010). **Pucamarca: nuevo yacimiento epitermal de oro de alta sulfuración en sur del Perú.** Recuperado de <http://cybertesis.unmsm.edu.pe/handle/cybertesis/799>

Chambi V, L.C. (sf). Recuperación de oro y plata por el proceso electrolítico Zadra. Recuperado de

<http://iimetmat.umsa.edu.bo/archivos/revistas/reporte%207/ART%207-5.pdf>

Crundwell, F.K., Godorr, S. A. 1996. A mathematical model of the leaching of gold in cyanide solutions. Recuperado de [https://www.researchgate.net/publication/263109112\\_A\\_mathematical\\_model\\_of\\_the\\_leaching\\_of\\_gold\\_in\\_cyanide\\_solutions](https://www.researchgate.net/publication/263109112_A_mathematical_model_of_the_leaching_of_gold_in_cyanide_solutions)

Everitt, B. S. 1998. The Cambridge Dictionary of Statistics. Cambridge University Press. U.K., 360 pp.

Hedley, N. and Tabachick, H. December, (1968). Chemistry of cyanidation. Mineral Dressing Notes from American Cyanamid Company N°23.

Hernández Sampieri, R. Fernández, C. Baptista, M. 2010. **Metodología de la investigación**. Quinta edición. Mc Graw Hill. México.

Jiang, H. 2014. Comparative study of auxiliary oxidants in the cyanidation of silver sulfide. Recuperado de <https://open.library.ubc.ca/cIRcle/collections/ubctheses/24/items/1.0167389>

Kappes, D.W. (sf). Precious metal heap leach design and practics. Recuperado de <http://www.ore->

[max.com/pdfs/resources/precious\\_metal\\_heap\\_leach\\_design\\_and\\_practice.pdf](http://max.com/pdfs/resources/precious_metal_heap_leach_design_and_practice.pdf)

Kasaini, H. Kasongo, K. Naude, N. Katabua, J. 2008. **Enhanced leachability of gold and silver in cyanide media: Effect of alkaline pre-treatment of jarosite minerals.** Recuperado de <http://citeseerx.ist.psu.edu/viewdoc/download?doi=10.1.1.897.6830&rep=rep1&type=pdf>

Landázuri G, D.E. (2013). **Disolución de sulfuros metálicos utilizando peróxido de hidrógeno como agente oxidante en medio ácido.** Recuperado de <http://repositorio.usfq.edu.ec/bitstream/23000/2965/1/109869.pdf>

Linares G, N. M. 2008. **Manejo ambiental de residuos de cianuración de oro en el laboratorio metalúrgico de la facultad de ingeniería metalúrgica de la Universidad Nacional Jorge Basadre Grohmann,** Tesis Maestría. ESPG/UNJBG.Tacna-Perú.

Loroesch, J. Knorre, H. and Griffiths A. 1988. **Developments in gold leaching using hydrogen peroxide.** Recuperado de <https://www.911metallurgist.com/wp-content/uploads/2016/10/Gold-cyanidation-using-hydrogen-peroxide.pdf>

Mandzick, T., Pattinson, D., 2015. Experience-based approach to successful heap leach pad design. Recuperado de [http://www.in.srk.com/sites/default/files/file/TMandziak\\_Mining\\_World\\_2015\\_HL\\_Design.pdf](http://www.in.srk.com/sites/default/files/file/TMandziak_Mining_World_2015_HL_Design.pdf)

Marchese G, A. (2003) **Optimización del Proceso de Cianuración con Reactivos Químico**. Artículo publicado en la Revista Perú Minero Año IX - Numero 51, Diciembre, Lima.

Marsden, J. y House, C. 2009. **The chemistry of gold extraction**. Editado por SME. Littleton, Colorado. USA.

Mendoza, J. César, C. y Parra, D. 2013. Heap **Leach pad design in very aggressive terrain**. Recuperado de [http://anddes.com/sites/default/files/publishing/hl\\_2013-heap-leach-pad-design-in-very-aggressive-terrains.pdf](http://anddes.com/sites/default/files/publishing/hl_2013-heap-leach-pad-design-in-very-aggressive-terrains.pdf)

Misari CH, F. (2010). **Metalurgia del Oro**, Editorial San Marcos, Lima. Perú,

Monhemius, A.J (1972). **Recent applications of peroxigen reagents in hydrometallurgy**. Recuperado de [https://www.researchgate.net/profile/John\\_Monhemius/publication/233074064\\_Recent\\_Applications\\_of\\_Peroxygen\\_Reagents\\_in\\_Hydrometallurgy/links/569abd8708ae6169e55dadbb/Recent-Applications-of-Peroxygen-Reagents-in-Hydrometallurgy.pdf](https://www.researchgate.net/profile/John_Monhemius/publication/233074064_Recent_Applications_of_Peroxygen_Reagents_in_Hydrometallurgy/links/569abd8708ae6169e55dadbb/Recent-Applications-of-Peroxygen-Reagents-in-Hydrometallurgy.pdf) pág. 36.

Montgomery, D. C. 2003. **Diseño y análisis de experimentos**. 2a ed.,  
Limusa Wiley, México, D.F., 685 pp.

Morales L, E. L. (2016). **Extracción de plata y oro del relave sulfurado de la Minera Santa Fe por lixiviación con adición de peróxido de hidrógeno y acetato de plomo**. Recuperado de [http://cybertesis.unmsm.edu.pe/bitstream/cybertesis/5518/1/Morales\\_le.pdf](http://cybertesis.unmsm.edu.pe/bitstream/cybertesis/5518/1/Morales_le.pdf)

Sabino, C. **El proceso de investigación**. 2008. Recuperado de [https://metodoinvestigacion.files.wordpress.com/2008/02/el-proceso-de-investigacion\\_carlos-sabino.pdf](https://metodoinvestigacion.files.wordpress.com/2008/02/el-proceso-de-investigacion_carlos-sabino.pdf)

Sausset, J. O. Marun, J. N. Meissl R. 1995. **Cianuración de menas de oro con contenidos de cobre**. Instituto de Investigaciones Mineras, Universidad Nacional San Juan Argentina Vol. 6 N° 6.

Sausset, J.O, Marun, J.N, Meissl, R y Sarquis, P.E. (1995). Cianuración de menas de oro con contenidos de cobre. Recuperado de <https://books.google.com.pe/books?id=SDm9tQDdGV4C&pg=PA19&lpg=PA19&dq=Instituto+de+Investigaciones+Mineras,+Universidad+Nacional+San+Juan+Argentina+Vol.+6+N%C2%BA+6&source=bl&ots=nQdGT1pH7M&sig=kiLg0Owa8V1dATkEXFDRhLs0oms&hl=es->

[419&sa=X&ved=0ahUKEwj0wubvj-3VAhVD4CYKHsBukQ6AEIOTAD#v=onepage&q=Instituto%20de%20Investigaciones%20Mineras%2C%20Universidad%20Nacional%20San%20Juan%20Argentina%20Vol.%206%20N%C2%BA%206&f=false](https://www.dspace.espol.edu.ec/bitstream/123456789/3335/1/5857.pdf)

Troya F, M. (1993). **Procesos alternativos de cianuración**. Recuperado de <https://www.dspace.espol.edu.ec/bitstream/123456789/3335/1/5857.pdf>

Uceda H, D. 2016. **Hidrometalurgia química e Ingeniería**. Serie de publicaciones IIMP. Lima

Van Zyl, D., Hutchison, I.P.G. and Kiel, J.E. 1988. Introduction to evaluation, design and operation of precious metal heap leaching projects. SME. Colorado.

Yannopoulos, J.C. 1996. **The extractive metallurgy of gold**. Van Nostrand Reinhold. New York.

# **ANEXOS**

## ANEXO1

### Esquema de la toma de muestra para la investigación

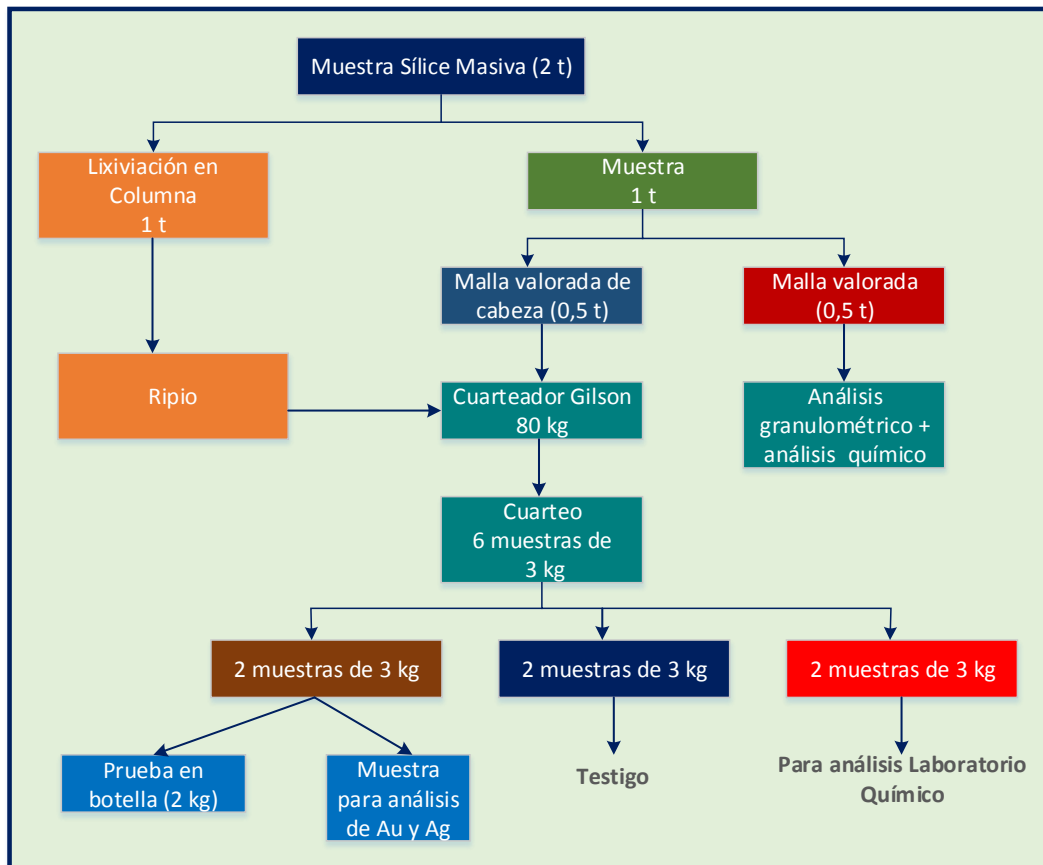


Figura 35. Configuración del sistema de muestreo para investigación.

Fuente: Elaboración propia, 2017.

## ANEXO 2

### Recolección de datos de las pruebas experimentales

**Tabla 18**

*Data de la prueba de lixiviación en columna C-13*

Tiempo de lixiviación (h)	Solución lixivante			Solución rica						Tasa de riego (L/hm <sup>2</sup> )	
	Peso (kg)	pH	CN <sup>-</sup> (ppm)	Peso (kg)	pH	CN <sup>-</sup> (ppm)	Au (g/m <sup>3</sup> )	Ag (g/m <sup>3</sup> )	Cu (g/m <sup>3</sup> )		
1	10,3	10,72	49								
2	10,3	10,78	49								
3	10,3	10,64	50								
4	22,6	10,80	50	5,8	8,40	3,80	6,91	0,04	6,51	3	
5	22,6	10,84	49	15,9	9,50	6,00	5,45	0,43	8,61	8	
6	21,6	10,76	50	19,8	9,74	6,20	3,88	0,52	6,63	10	
7	22,6	10,80	50	20,2	10,20	12,80	1,16	0,33	4,97	10	
8	22,6	11,07	50	21,7	9,99	10,00	0,48	0,19	3,55	11	
9	22,6	10,56	50	21,1	9,84	9,60	0,23	0,14	2,91	10	
10	22,6	10,66	50	22,4	10,04	11,00	0,15	0,12	2,46	11	
11	22,6	10,63	50	21,7	9,77	10,00	0,16	0,11	2,29	11	
12	22,6	10,53	50	21,6	9,73	15,60	0,13	0,09	2,14	10	
13	22,6	10,52	49	22,7	9,59	13,60	0,113	0,09	1,95	11	
14	22,6	10,60	50	20,4	9,67	11,40	0,103	0,09	2,535	10	
15	22,6	10,71	60	18,9	9,82	10,40	0,091	0,07	2,010	9	
16	22,6	10,61	50	21,6	9,75	11,40	0,073	0,06	1,745	11	
17	22,6	10,51	50	23,1	9,79	10,60	0,063	0,06	1,59	11	
18	18,2	10,53	50	20,4	9,74	14,40	0,053	0,05	1,41	10	
19	20,8	10,61	48	17,5	9,66	8,80	0,042	0,05	1,40	9	
20	19,7	10,4	48	19,6	9,68	17,40	0,038	0,05	1,22	10	
21	22,6	10,0	51	15,5	9,74	15,80	0,045	0,05	1,31	8	
22	22,6	10,7	49	24,0	9,72	12,80	0,045	0,05	1,31	11,7	
23	21,2	10,5	50	20,6	9,47	12,20	0,045	0,04	1,47	10,0	

Fuente: Archivos de la mina Pucamarca-Minsur.

Continuación Tabla 18

Finos en solución			Finos acumulados (mg)			% Extracción			Consumo de reactivos (kg/t)	
Au (mg)	Ag (mg)	Cu (mg)	Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu	Cal	Cianuro
						0,0	0,0	0,0	0,24	0,002
						0,0	0,0	0,0	0,24	0,004
						0,0	0,0	0,0	0,24	0,006
40	0	38	0	0	38	11,0	0,0	0,2	0,24	0,011
87	7	137	126	7	174	35,0	0,5	1,0	0,24	0,015
77	10	131	203	17	306	56,3	1,1	1,8	0,24	0,019
23	7	100	227	24	406	62,8	1,5	2,4	0,24	0,022
11	4	77	237	28	483	65,7	1,8	2,9	0,24	0,026
5	3	61	242	31	545	67,0	2,0	3,2	0,24	0,030
3	3	55	246	34	600	68,0	2,2	3,5	0,24	0,034
3	2	50	249	36	649	68,9	2,3	3,8	0,24	0,037
3	2	46	252	38	695	69,7	2,4	4,1	0,24	0,041
3	2	44	254	40	740	70,4	2,6	4,4	0,24	0,044
2	2	52	256	42	791	71,0	2,7	4,7	0,24	0,048
2	1	38	258	43	829	71,4	2,8	4,9	0,24	0,052
2	1	38	260	45	867	71,9	2,8	5,1	0,24	0,056
1	1	37	261	46	904	72,3	2,9	5,3	0,24	0,060
1	1	29	262	47	932	72,6	3,0	5,5	0,24	0,062
1	1	24	263	48	957	72,8	3,1	5,7	0,24	0,066
1	1	24	264	49	981	73,0	3,1	5,8	0,24	0,068
1	1	20	264	49	1001	73,2	3,2	5,9	0,24	0,072
1	1	31	265	51	1032	73,5	3,2	6,1	0,24	0,075
1	1	30	266	51	1063	73,7	3,3	6,3	0,24	0,079

Fuente: Archivos de la mina Pucamarca, 2017.

**Tabla 19***Data de la prueba de lixiviación en columna con adición de H<sub>2</sub>O<sub>2</sub> C-16*

Tiempo de lixiviación (días)	Solución lixivante			Solución rica						Tasa de riego (L/hm <sup>2</sup> )
	Peso (kg)	pH	CN <sup>-</sup> (ppm)	Peso (kg)	pH	CN <sup>-</sup> (ppm)	Au (g/m <sup>3</sup> )	Ag (g/m <sup>3</sup> )	Cu (g/m <sup>3</sup> )	
1	10,3	10,61	50							
2	10,6	10,54	50							
3	22,6	10,59	49							
4	19,8	10,76	50	16,79	8,97	3,80	1,08	0,03	0,5	8,17
5	18,0	10,52	50	10,87	9,58	3,40	3,71	0,31	7,3	5,29
6	22,6	10,60	50	25,5	9,81	3,80	3,98	0,54	5,8	12,39
7	22,4	10,58	50	20,3	9,99	5,60	1,91	0,27	3,54	9,88
8	20,3	10,60	50	20,0	9,91	4,80	0,89	0,20	3,02	9,74
9	22,6	10,51	50	22,3	9,90	11,00	0,40	0,13	2,14	10,83
10	22,6	10,61	50	22,8	9,84	11,20	0,42	0,13	2,26	11,10
11	22,6	10,58	58	21,6	9,90	17,80	0,28	0,11	2,21	10,50
12	22,6	10,52	59	21,9	10,06	15,00	0,25	0,11	2,41	10,64
13	22,6	10,49	60	22,4	9,99	14,60	0,143	0,09	1,91	10,89
14	22,6	10,57	60	21,9	10,03	15,40	0,114	0,08	1,690	10,66
15	21,7	10,61	49	21,4	10,05	14,00	0,092	0,07	1,570	10,40
16	18,1	10,50	50	20,3	9,90	13,40	0,087	0,05	1,360	9,87
17	10,0	10,47	49	18,8	10,04	20,40	0,081	0,05	1,34	9,14
18	21,0	10,10	43	9,8	9,97	15,40	0,074	0,05	1,52	4,77
19	22,1	10,10	40	17,3	10,24	10,60	0,069	0,05	1,62	8,41
20	11,6			21,2	9,78	12,60	0,068	0,05	1,55	10,31

Fuente: Archivos de la mina Pucamarca, 2017

Continuación de la Tabla 19

Finos en solución			Finos acumulados (mg)			% Extracción			Consumo de reactivos acumulados (kg/t)	
Au (mg)	Ag (mg)	Cu (mg)	Au	Ag	Cu	Au (%)	Ag (%)	Cu (%)	Cal	NaCN
						0,0	0,0	0,0	0,25	0,00
						0,0	0,0	0,0	0,25	0,01
						0,0	0,0	0,0	0,26	0,01
18,09	0,50	8,73	18	1	9	5,3	0,0	0,1	0,27	0,01
40,29	3,37	79,46	58	4	88	17,1	0,2	0,8	0,27	0,01
101,26	13,75	148,18	160	18	236	46,7	1,1	2,3	0,29	0,02
38,87	5,38	71,90	199	23	308	58,1	1,5	3,0	0,30	0,03
17,86	3,90	60,43	216	27	369	63,3	1,7	3,5	0,31	0,03
8,90	2,89	47,50	225	30	416	65,9	1,9	4,0	0,32	0,04
9,68	2,97	51,55	235	33	468	68,8	2,1	4,5	0,33	0,04
6,01	2,37	47,67	241	35	515	70,5	2,2	4,9	0,34	0,05
5,42	2,41	52,71	246	38	568	72,1	2,4	5,4	0,36	0,06
3,20	1,90	42,65	250	39	611	73,1	2,5	5,9	0,37	0,06
2,50	1,75	37,03	252	41	648	73,8	2,6	6,2	0,38	0,07
1,96	1,50	33,55	254	43	681	74,4	2,7	6,5	0,39	0,07
1,76	1,01	27,58	256	44	709	74,9	2,8	6,8	0,40	0,08
1,52	0,94	25,18	257	45	734	75,3	2,8	7,0	0,41	0,09
0,72	0,49	14,91	258	45	749	75,5	2,9	7,2	0,41	0,09
1,19	0,86	28,01	259	46	777	75,9	2,9	7,4	0,41	0,09
1,43	1,06	32,84	261	47	810	76,3	3,0	7,8	0,41	0,09

Fuente: Archivos de la mina Pucamarca, 2017