HCl-NaClO-FeCl₃ 용액을 이용한 저항성 황화광물 정광으로부터 금 용출 최적화

김봉주¹ · 조강희¹ · 이종주¹ · 최낙철² · 박천영^{1*}

¹조선대학교 에너지자원공학과, ²전남대학교 공업기술연구소

Optimization of Gold Leaching from the Refractory Sulfide Concentrate by *HCl-NaClO-FeCl₃* Solution

Bong-Ju Kim¹, Kang-Hee Cho¹, Jong-ju Lee¹, Nag-Choul Choi² and Cheon-Young Park^{1*}

¹Department of Energy and Resource Engineering, Chosun University, Gwang-ju, Korea

²Engineering Research Institute, Chonnam National University, Gwang-ju, Korea

In order to optimize gold leaching from refractory sulfide concentrate, a *HCl-NaClO-FeCl₃* solution with varying attributes was applied to the roasted concentrate from Uil mine. The gold from Uil mine occurs in the form of invisible gold that is difficult to leach. The results of the gold leaching experiments showed that the best gold leaching parameters were 550°C of roasting temperature, 2.0 M of concentration, 1.0% of pulp density, and 70°C of leaching temperature. It is confirmed that the *HCl-NaClO-FeCl₃* solution was an environmentally friendly method to leach gold and silver from the refractory sulfide concentrate as an alternative lixiviant to cyanide.

Key words : gold leaching, optimization, roasted concentrate, *HCl-NaClO-FeCl₃* leaching solution, invisible gold

저항성 황화광물 정광으로부터 금 용출을 최적화시키기 위하여 *HCl-NaClO-FeCl₃* 용액과 다양한 변수를 유일광산 소성정광에 적용하였다. 유일광산의 gold는 용출시키기 어려운 비가시성 gold로 산출되었다. 다양한 변수를 이용하여 용출실험을 수행한 결과, 소성온도 550°C, 첨가량 2.0 M, 광액농도 1.0% 그리고 용출온도 70°C에서 최대의 gold 용출율을 얻었다. *HCl-NaClO-FeCl₃* 용액은 황화광물 정광으로부터 금과 은을 친환경적으로 용출시킬 수 있는 시안 대체 용매제 일 것으로 사료된다.

주요어 : gold 용출, 최적화, 소성정광, *HCl-NaClO-FeCl₃* 용출용액, 비가시성 gold

1. 서 론

저항성 금 정광으로부터 gold를 용출시키기 위하여 시안(cyanide, *CN⁻*)을 주로 사용하였다. 시안을 사용한 이유는 사용이 간단하고 저 품위 혹은 고 품위 금 광석에 폭 넓게 적용이 가능하고 그리고 비교적 적은 경비가 소요되기 때문이었다. 그러나 시안 처리 과정에서, pH가 11이하가 되면 시안 가스(*HCN*)가 발생되어 인간에 치명적이고 광미장의 시안 용액이 환경에 독성으로 작용한다(Moran, 1999). 시안 가스가 공기 중에 약 250 ppm(276 mg/m³ at 25°C) 정도면 인간에 치명적이다(Hinton *et al.*, 2003). 시안을 이용한

금 용출은 비교적 낮은 농도의 시안 용액(0.01%-0.05%)이 사용된다. 금 용출에 사용된 시안 용액은 광미장에 저유되고, 산소, 자외선, 박테리아 등에 의하여 생분해되어 더 낮은 농도가 된다(Akcil, 2003; Akcil and Mudder, 2003). 그러나 비록 낮은 농도의 시안이라 하더라도 광미장의 물을 마신 철새들이 집단으로 죽거나, 광미장이 파손되어 생태계에 심각한 환경 사고가 발생하였다(Moran, 1999; Hilson and Monhemius, 2006). 시안의 독성과 환경사고 때문에 많은 국가에서 시안 사용을 엄격히 규제하고 있다(Cunningham, 2005). 또한 시안은 용출시간(leaching time)이 24시간에서 72시간이 소요되고, 특히 Cu가 많은 광석은 시안

*Corresponding author: cybpark@chosun.ac.kr

소비가 증가하는 단점이 있다(Kozin and Melekhin, 2004; Hilson and Monhemius, 2006). 따라서 시안을 대체(alternative)할 수 있는 금 용매제가 절실히 요구되고 있다. 금은 화학적으로 안정하여 부식이 일어나지 않고 전기 접촉지점에서 저항이 적은 전도체로 작용하는 특성 때문에 산업적으로 그리고 전자업계에서 수요가 급증하고 있다. 금 수요를 광산에서 생산되는 광석으로 공급하는데 한계가 있기 때문에 도시광산(urban ore)의 폐 전자부품으로부터 충당하는 것이 환경적 및 경제적 측면에서 더 유리할 수 있다(Yamasue *et al.*, 2009). 따라서 친환경적 금 용매제가 개발되면 광산의 정광은 물론 저 품위 광석에서 특히 폐 전자부품으로부터 금 뿐만 아니라 유용금속도 원활하게 공급할 수 있을 것으로 사료된다(Syed, 2012).

염소(Cl)는 강력한 산화 능력을 갖고 있기 때문에 금을 용출시키는 용매제로 사용되고 있다(Prasad *et al.*, 1991). 염산과 차아염소산나트륨을 혼합하면 맹렬히 반응하여 염소 가스가 발생된다. 이런 형태의 산성 염소-차아염소산 수용액(acidic chlorine-chloride solution)은 금속형태의 금을 아주 빠르게 용해시켜 Au^+ 와 Au^{3+} 이온을 생성한다(Vinals *et al.*, 1995). 염소-차아염소산 용액에 $NaCl$ 혹은 $FeCl_3$ 를 첨가하면 금 용출이 더욱 더 향상된다(Almeida and Amarante, 1995; Linge, 1995; Nam *et al.*, 2008; Barbieri *et al.*, 2010). 염소-차아염소산의 금 용출 능력은 시안의 24시간보다 그리고 티오요소의 15분보다 빠르기 때문에 그리고 독성이 상대적으로 적기 때문에 시안의 대체 용매제로 사용되었다(Murthy and Prasad, 1996; Senanayake, 2004). 그러나 염소를 이용한 금 용출은 현장(in situ)에서 염소 가스가 발생하므로 신체 접촉을 피해야한다(Hilson and Monhemius, 2006). 염소-차아염소산은 금 표면에 피막(passivation)이 형성되지 않기 때문에 정광으로부터 Au와 Ag 용출(Jeffrey *et al.*, 2001; Baghalha, 2007), 폐 전자제품으로부터 Au, Sb, Sn 등의 용출(Saleh *et al.*, 2001; Kulandaisamy *et al.*, 2003) 그리고 양극 슬라임(anode slime)으로부터 Au 용출(Donmez *et al.*, 1999; Bard and Sobral, 2008)에 활용되었다. 그러나 이 용매제는 강한 부식성으로 인하여 장비의 부식, 금 보다 황화광물이나 맥석광물을 더 빠르게 용해시키기는 특성 때문에 금 용해율이 떨어지는 단점이 있다. 즉 황 함량이 높은 정광은 비경제적이기 때문에 금 품위가 높은 광석에 적용하는 것이 바람직하다(Hilson and Monhemius, 2006; Baghalha, 2007).

시안을 대체할 수 있는 금 용매제는 인체와 환경에

독성으로 작용하지 않아야 하고 낮은 경비, 그리고 금 정광은 물론 폐 전자부품에도 폭 넓게 적용해야한다(Senanayake, 2004; Barbieri *et al.*, 2010; Syed, 2012). 독성이 없는 금 용매제를 저 품위 광석에 적용한다면 혹은 방대한 양의 폐 전자부품에 적용한다면 많은 양의 유용금속을 친환경적으로 회수할 수 있을 것이다(Coderre and Dixon, 1999; Wan and LeVier, 2003; Kozin and Melekhin, 2004). 우리나라에서 염소-차아염소산을 저항성 금 광석에 적용하여 금과 은을 최적화로 용출시키고자한 연구는 아직 미진하다.

본 연구 목적은 염소-차아염소산을 저항성 금 정광에 적용하여 금을 친환경적으로 용출시키고자하였다. 이에 따른 최적화로 금 용출율을 얻을 수 있는 인자들을 결정하고자하였다.

2. 시료준비 및 연구방법

용출실험에 사용할 시료는 충북 음성군 금왕읍 봉곡리 유일광업에서 부선정광과 광석광물을 각각 제공받았다. 금 용출 향상을 위하여 부선정광을 전기로에서 2시간 동안 소성시켰다(이하 소성정광). 광석광물은 연마편을 제작하였다.

삼각 플라스크에 35% 염산 용액과 5% 차아염소산나트륨(sodium hypochlorite, $NaClO$) 용액을 1.5(96 ml):1(64 ml)로 혼합하여 용출용액 160 ml를 제조하였다. 이 용출용액에 450°C, 550°C, 650°C, 750°C로 소성시킨 소성정광 1.6 g을 각각 첨가하여 상온에서 30분 동안 용출실험을 수행하여 Au 용출율이 최대인 온도는 550°C 이었다. 그리고 $CaCl_2$, KCl , $FeCl_3$, $NaCl$ 등을 각각 1.0 M/1 L 농도로 용출용액에 첨가하여 Au 용출율이 최대로 나타나는 $FeCl_3$ 이었다. 550°C 소성정광(1.6 g)을 용출용액에 첨가하여 $FeCl_3$ 농도 및 광액 농도에 따라 그리고 온도별로 용출실험을 수행하였다. $FeCl_3$ 농도는 0.5 M, 1.0 M, 2.0 M, 3.0 M이고 전해무게에 대한 광액농도는 1.0%, 2.0%, 3.0%, 5.0% 그리고 용출실험 온도는 40°C, 50°C, 60°C, 70°C이었다. 용출실험이 진행되는 동안 용출용액 2 ml를 시간별로 채취하여 Au와 Ag 함량을 측정하였다. 왕수분해, 소성실험, 용출실험 등은 모두 fume hood 안에서 실시하였다.

연마편의 광석광물 감정은 편광반사현미경(Leitz, Othplan-pol)으로 수행하였다. 부선정광을 전기로(F47950-26, USA)에서 450°C, 550°C, 650°C, 750°C로 2시간 동안 각각 소성시켰다. 소성정광 0.75 g를

heating block에서 70°C 왕수로 1시간 동안 분해하였다. 왕수분해 및 용출용액에 함유된 Au 및 Ag 함량을 원자흡광분광기(atomic absorption spectrophotometry, AAS, AA-7000, Shimadzu)로 측정하였다. 왕수 및 용출용액으로 분해 및 용출시키고 남은 고체 잔유물을 Whatman No.1(pore size:150 mm)여과지로 여과하여 채취하였다. 자연건조한 고체 잔류물은 XRD(X-ray diffraction, Rigaku, Geigerflex D/max rA, Cu Ka) 분석을 수행하였다.

3. 결 과

연마편으로 제작된 유일광산 광석광물에 대하여 편광현미경으로 관찰한 결과 유비철석(34.8%), 방연석(16.8%), 황철석(15.6%), 섬아연석(12.9%), 황동석(11.7%), covellite(0.8%) 등이 관찰되었다(Fig. 1). 이는 현미경의 이미지사진에 대해서 각각 정량분석하였다. 현미경 하에서 자연금(native gold)이나 엘렉트럼(electrum)은

Fig. 1. Microphotographs of ore minerals from the Uil mine(Ar; arsenopyrite, Ch; chalcopyrite, Ga; galena, Py; pyrite, Sp; sphalerite).

관찰할 수 없었다. 현미경에서 금이 관찰되지 않는 것으로 보아 유일광산에서 산출되는 금은 비가시성 금(invisible gold)일 것으로 사료된다. 비가시성 금은 입자 크기가 수 μm 이하로 산출되기 때문에 그리고 황화광물과 고용체(solid solution) 상태로 결합되어 있기 때문에 단체분리가 어려운 것으로 알려져 있다(Maddox *et al.*, 1998; Yang *et al.*, 1998). 유일광산 정광에 대하여 왕수분해 후 원자흡광분석기로 화학분석(triplicate)한 결과 Au가 54.47 mg/kg, Ag가 404.75 mg/kg로 측정되었고 소성정광은 Au가 74.11 mg/kg Ag는 542.15 mg/kg, Fe는 591.06 mg/kg, Cu는 166.31 mg/kg, Zn는 408.63 mg/kg, Pb는 1736.92 mg/kg으로 나타났다. 부소성정광을 소성시킨 결과 Au 19.64 mg/kg(약 36%) 그리고 Ag는 137.4 mg/kg(약 33%)을 더 얻을 수 있었다.

3.1. 소성온도에 따른 Au 용출율

정광을 450°C, 550°C, 650°C, 750°C에서 2시간 동안 각각 소성시켰다. 정광을 소성시킨 이유는 정광에 포함된 황을 산화시켜 제거하고 다공성 적철석으로 변

Fig. 2. Gold and silver leaching rate in the chlorine-hypochlorite solution at room temperature. experiment conditions; (hydrochloric acid and sodium hypochlorite mixing ratio=1.5:1, roasted concentrate= 1.6 g. roasting temperature=●; 450°C, ■; 550°C, ▲; 650°C, ▼; 750°C).

화시켜 염소-차아염소산 용액이 잘 침투하여 금 용출이 향상될 수 있도록 하기 위해서이다(Robinson, 1988; Dunn and Chamberlain, 1997). 이들 소성정광(1.6 g)을 염소-차아염소산 용출용액(염산: 차아염소산나트륨=1.5:1)에 첨가시켜 30분 동안 용출실험을 수행하였다(Fig. 2). 용출실험 결과, 450°C 소성정광으로부터 용출된 Au 용출율은 61.94%, 550°C 소성정광에서 68.43%, 650°C 소성정광에서 66.48% 그리고 750°C 소성정광에서 64.01%였다. 그리고 Ag는 450°C 소성정광에서 68.57%, 550°C에서 80.0%, 650°C에서 79.74% 그리고 750°C에서 69.80% 용출되었다. 소성온도 550°C에서 금 용출이 최대로 나타났다. 소성온도 550°C 이상에서 금 용출율이 감소하는 이유는 Yannopoulos(1991)가 지적한 바와 같이 소성온도가 증가할수록 공극율이 감소하기 때문인 것으로 사료된다.

3.2. NaCl, KCl, CaCl₂, FeCl₃ 종류에 따른 Au-Ag 용출율

NaCl, KCl, CaCl₂, FeCl₃ 종류에 따른 Au 용출율

을 확인하기 위하여 NaCl, KCl, CaCl₂, FeCl₃을 각각 1.0 M 농도용액 12 ml를 염소-차아염소산 용출용액(염산: 차아염소산나트륨=1.5:1)에 첨가하였다. 소성정광 1.6 g을 첨가하여 상온에서 용출실험을 30분 동안 수행한 결과, NaCl은 Au를 63.24% KCl은 61.05% CaCl₂는 67.18% 그리고 FeCl₃는 78.14% 용출시켰다(Fig. 3). Ag는 NaCl에서 70.27%, KCl에서 68.87%, CaCl₂에서 77.40% 그리고 FeCl₃에서 89.66% 용출되었다. Au 및 Ag 용출율은 FeCl₃에서 최대로 나타났다. FeCl₃에서 가장 많은 Au 및 Ag가 용출되는 원인은 FeCl₃에서 Cl을 가장 많이 포함하고 있기 때문인 것으로 사료된다(Puvvada and Murthy, 2000).

3.3. FeCl₃ 농도에 따른 Au-Ag 용출율

FeCl₃가 가장 많은 Au 용출율이 나타나는 것을 확인하였다. 따라서 FeCl₃ 농도에 따른 Au 용출율을 확인하기 위하여 0.5 M, 1.0 M, 2.0 M, 3.0 M의 FeCl₃을 용출용액(염산: 차아염소산나트륨 혼합비율= 1.5:1)에 첨가하여 반응시간은 위와 같이 30분동안 용출실험

Fig. 3. Gold and silver leaching rate in the chlorine-hypochlorite solution at room temperature. experiment conditions; (hydrochloric acid and sodium hypochlorite mixing ratio=1.5:1, roasted concentrate= 1.6 g, addition of concentration= 1.0 M(●; NaCl, ■; KCl, ▲; CaCl₂, ▼; FeCl₃)).

Fig. 4. Gold and silver leaching rate in the chlorine-hypochlorite solution at room temperature. experiment conditions; (hydrochloric acid and sodium hypochlorite mixing ratio=1.5:1, roasted concentrate= 1.6 g, addition of FeCl₃ concentration= ●; 0.5 M, ■; 1.0 M, ▲; 2.0 M, ▼; 3.0 M).

험을 수행하였고, 온도는 상온에서, 광액농도는 1%에서 용출실험을 수행하였다(Fig. 4). 용출실험 결과, 0.5 M에서 Au 용출율이 72.70%, 1.0 M에서 78.94%, 2.0 M에서 81.32% 그리고 3.0 M에서 63.08%이었다. Ag 용출율은 0.5 M에서 84.55%, 1.0 M에서 89.14%, 2.0 M에서 90.31% 그리고 3.0 M에서 89.07%가 용출되었다. Au와 Ag가 가장 많이 용출되는 농도는 2.0 M이었다.

3.4. 광액농도에 따른 Au-Ag 용출율

광액농도(w/v)에 따른 용출실험은 FeCl₃ 2.0 M을 용출용액(염산: 차아염소산나트륨 혼합비율 = 1.5: 1)에 혼합하고 550°C 소성정광 1.0%, 2.0%, 3.0%, 5.0%로 각각 수행하였다(Fig. 5). 용출실험 결과, 광액농도 1.0%에서 Au 용출율이 81.71%, 광액농도 2.0%에서 76.56%, 광액농도 3.0%에서 68.20%, 그리고 광액농도 5.0%에서 68.25%였다. Ag는 광액농도 1%에서 90.32%, 광액농도 2.0%에서 71.54%, 광액농도 3.0%에서 52.76% 그리고 광액농도 5.0%에서 46.55%였다. Au와 Ag가 가장 많이 용출되는 광액 농도는 1.0%였다.

Fig. 5. Gold and silver leaching rate in the chlorine-hypochlorite solution at room temperature. experiment conditions; (hydrochloric acid and sodium hypochlorite mixing ratio=1.5:1, roasted concentrate= 1.6 g, addition of FeCl₃ concentration= 2.0 M, pulp density= ●; 1.0%, ■; 2.0%, ▲; 3.0%, ▼; 5.0%).

3.5. 온도에 따른 Au-Ag 용출율

온도에 따른 용출실험은 FeCl₃ 2.0 M, 소성정광 (550°C) 1.0%를 용출용액(염산: 차아염소산나트륨 혼합비율 = 1.5: 1)에 혼합하고 40°C, 50°C, 60°C, 70°C에서 각각 수행하였다(Fig. 6). 용출실험 결과 40°C에서 Au가 82.66%, 50°C에서 84.63%, 60°C에서 89.77%, 70°C에서 94.00% 용출되었다. Ag는 40°C에서 90.58%, 50°C에서 90.66%, 60°C에서 91.64% 그리고 70°C에서 92.19% 용출되었다. Au와 Ag의 용출율은 온도와 함께 증가하였다.

3.6. XRD분석 결과

정광, 소성정광 그리고 왕수분해 고체 잔유물에 대하여 XRD분석결과 정광의 주 구성광물은 황철석, 황동석, 방연석 및 석영이며 소성정광은 석영, 적철석, 방해석 등이다(Fig. 7). 소성정광에서 적철석의 회절선이 나타나는 원인은 소성으로 인하여 황화광물들이 적철석으로 변환되었기 때문이고, 방해석의 회절선이 관찰되는 원인은 정광에 CaCO₃가 포함되어 있기 때문이다.

Fig. 6. Gold and silver leaching rate in the chlorine-hypochlorite solution at different temperature. experiment conditions; (hydrochloric acid and sodium hypochlorite mixing ratio=1.5:1, roasted concentrate= 1.6 g, addition of FeCl₃ concentration= 2.0 M, pulp density= 1.0%, leaching temperature= ●; 40°C, ■; 50°C, ▲; 60°C, ▼; 70°C).

Fig. 7. XRD patterns of raw concentrate (a), roasting concentrate (b) and roasted concentrate after decomposition with aqua regia (c). C; calcite, Ch; chalcopyrite, Ga; galena, H; hematite, M; muscovite, Py; pyrite.

정광 및 소성정광에 CaCO_3 가 함유되는 원인은 유일광 산 모암이 석회석으로 구성되어 있기 때문이다. 실제로, 정광 및 소성정광에 질산을 가하면 격렬하게 기포가 발생한다. 왕수분해 잔유물에서 백운모와 석영의 회절선이 관찰되었다(Fig. 7c). 왕수 잔유물에서 석영이 관찰된다는 것은 왕수를 사용해도 정광에 함유된 석영이 분해되지 않는다는 것을 의미한다. 즉, 석영에 함유된 금은왕수로 분해시켜 회수하지 못하고 광미로 손실된다는 것을 확인시켜주는 것이다.

염산-차아염소산 나트륨 용액으로 용출실험을 수행한 후, 용출 고체 잔유물에 대하여 XRD분석을 수행한 결과 석영과 소금(halite, NaCl)의 회절선이 관찰되었다(Fig. 8). 염산과 차아염소산나트륨 혼합 비율 1.5: 1 그리고 FeCl_3 첨가량 1.0 M인 용출용액으로 상온에서 용출실험을 수행한 경우, 용출 고체 잔유물에서 석영과 소금의 회절선이 관찰되었다(Fig. 8a). 잔유물에서 석영의 회절선이 나타나는 원인은 이 용출용액이 정광에 함유된 석영을 분해하지 못했을 지시해준다. 염산과 차아염소산나트륨 혼합 비율 1.5: 1 그리고 FeCl_3 첨가량을 2.0 M으로 증가시킨 용출용액의 경우에서도

Fig. 8. XRD patterns of solid residues from chlorine-hypochlorite solution. a; $\text{HCl} : \text{NaClO}$ ratio=1.5:1, roasted concentrate= 1.6 g, FeCl_3 = 1.0 M, b; $\text{HCl} : \text{NaClO}$ ratio=1.5:1, roasted concentrate= 1.6 g, FeCl_3 = 2.0 M. c; $\text{HCl} : \text{NaClO}$ ratio=1.5:1, FeCl_3 = 2.0 M, pulp density= 1.0%, leaching temperature= 70°C. A; halite, Q; quartz.

석영과 소금이 관찰되었다(Fig. 8b). FeCl_3 의 첨가량을 증가시켜도 석영이 분해되지 않았다. 그러나 이 용출 실험을 70°C에서 수행한 경우, 고체 잔유물에서 소금의 회절선들과 석영의 회절선 하나(3.34Å) 만 나타났다. 석영의 회절선 하나만 관찰되는 것은 70°C에서 이 용출용액이 석영을 많이 분해시켰음을 의미한다. 석영이 많이 분해되었다는 것은 석영 속에 함유된 금도 많이 분해되었음을 의미한다.

4. 고 찰

NaCl , FeCl_3 혹은 해수를 염산-차아염소산나트륨에 첨가하여 금 정광에 혹은 폐 전자제품에 적용하여 금을 친환경적으로 용출시킬 수 있다(Linge, 1995; Akretche *et al.*, 1995; Barbieri *et al.*, 2010). 염산-차아염소산나트륨 용액(혼합비율=1.5:1)에 NaCl , KCl , CaCl_2 , FeCl_3 등을 각각 첨가하여 Au 용출실험을 수행한 결과 FeCl_3 에서 최대 용출율(123.55 mg/kg)이 나타났고, FeCl_3 농도별 용출실험 결과 2.0 M 농도에

서 Au 최대 용출량(128.57 mg/kg)이 나타났다. 광액 농도별 용출실험에서 광액농도 1%에서 최대 용출율(129.18 mg/kg)이 그리고 용출온도별 용출실험에서 70°C 온도에서 Au 최대 용출율(148.63 mg/kg)이 나타났다. 따라서 HCl-NaClO-FeCl₃ 용액이 금 용출에서 높은 용출율을 보이는 용매제임을 확인하였다. 그러나 염소-차아염소산 용액으로 친환경적으로 금을 용출시킬 수 있지만 정광을 소성하는 과정에서 환경적 문제가 발생한다. 즉, 황화광물로 구성된 정광을 높은 온도에서 소성시키면 금 용출이 향상된다(Lindstrom *et al.*, 1992). 그러나 소성되는 과정에서 황화광물과 결합되어 있던 황이 산소와 결합되어 SO₂로 방출되고 그리고 유비철석의 As가 산소와 결합되어 As₂O₃로 방출된다(Filmer, 1982; Dunn *et al.*, 1995). 대기로 방출된 SO₂와 As₂O₃는 주변 환경에 심각한 문제가 야기된다. 그러나 방출되는 SO₂ 가스를 포집하여 황산을 만들고 있다(Davenport *et al.*, 2002). 또한 염소-차아염소산 용액이 금을 용출시키는 과정에서 염소 가스가 맹렬하게 발생한다. 맹렬하게 발생한 염소 가스가 금 용출에 이용된다. 그러나 실험과정에서, 즉 용출액을 채취하는 과정에서 염소 가스가 탈출하기 때문에 신체 접촉을 피해야한다. 염소 가스는 부식성이 강하므로 장비부식에 그리고 인체에 영향을 주지 않도록 주의가 필요하다. 염소 가스는 물에 잘 용해되므로 탈출되는 염소 가스를 stripping으로 회수하여 금 용출에 재사용하면 경비 절감은 물론 환경 보호도 피할 수도 있을 것으로 사료된다. 즉 염소 가스(Cl₂)는 물에 쉽게 용해되어 HCl 혹은 HOCl을 형성하기 때문에 이들 용액은 금 용출에 재사용 된다(Marsden and House, 1992).

HCl-NaClO-FeCl₃ 용액을 소성정광에 적용하여 70°C로 용출실험을 수행한 결과 금이 94.00% 용출되었다. 이는 비가시성 금으로 존재하는 금이 94.00% 용출되었음을 그리고 금을 함유하고 있던 석영도 완전히 분해되었음을 의미한다. 용출 고체 잔유물에 대한 XRD 분석 결과에서 알 수 있듯이, HCl-NaClO-FeCl₃ 용액을 상온에서 적용하는 경우 석영이 분해되지 않았다. 하지만 70°C에서 용출실험을 수행하는 경우 석영이 매우 많이 분해되었다.(Garcia *et al.*, 1995; Guerra and Dreisinger, 1999). HCl-NaClO-FeCl₃ 용출용액에는 황동석, 섬아연석, 방연석, 유비철석에 함유되어 있었던 Fe, As, Cu, Pb, Zn 등의 원소가 용해되어 있을 것이다. 이론적으로, 이들 원소가 1.6 g의 소성정광에서 160 ml 용액으로 변환된다면 Fe는 945.70 mg/kg, Cu는 266.09 mg/kg, Zn은 653.81 mg/kg, Pb는 2779.06

mg/kg이 된다. 따라서 향후, HCl-NaClO-FeCl₃ 용액 속에 용해된 이들 유용금속 이온들을 활성탄 및 레진(resin)에 의한 흡착(adsorption), 침전(cementation), 전기분해(electrolysis 혹은 electrowinning)등의 방법으로 회수하는 연구가 필요할 것이다.

5. 결 론

유일광산의 금은 비가시성 금으로 산출된다. 정광을 소성시키자 모두 적철석으로 변환되었다. 왕수분해 결과, Au가 정광에서보다 소성정광에서 약 36% 더 많이 용출되었다. 염산-차아염소산나트륨 용액과 다양한 변수를 소성정광에 적용하여 용출실험을 수행한 결과, Au 용출율이 소성 온도 550°C에서 68.43%, FeCl₃에서 78.14%, FeCl₃ 농도 2.0 M에서 81.32%, 광액농도 1.0%에서 90.32% 그리고 용출온도 70°C에서 94.00%로 나타났다. 이 용출용액을 70°C로 적용하는 경우, 석영이 매우 많이 분해되었다. HCl-NaClO-FeCl₃ 용액은 소성정광으로부터 금을 높은 비율로 용출시킬 수 있는 gold 용매제임을 알 수 있었다. 향후, 용출용액에 남아 있는 Fe, Cu, Zn, Pb, As 등의 유용금속을 회수할 수 있는 연구가 더 필요할 것으로 사료된다.

참고문헌

- Akcil, A. (2003) Destruction of cyanide in gold mill effluents: biological versus chemical treatments, *Biotechnology Advances*, v.21, p.501-511.
- Akcil, A. and Mudder, T. (2003) Microbial destruction of cyanide wastes in gold mining: process review, *Biotechnology Letters*, v.25, p.445-450.
- Akretche, D.E., Slimane, S.K. and Kerdjoudj, H. (1995) Selective leaching of a polymetallic complex ore by sulphuric acid and thiourea mixed with sea water, *Hydrometallurgy*, v.38, p.189-204.
- Almeida, M.F. and Amarante, M.A. (1995) Leaching of a silver bearing sulphide by-product with cyanide, thiourea and chloride solutions, *Minerals Engineering*, v.8, p.257-271.
- Baghalha, M. (2007) Leaching of an oxide gold ore with chloride/ hypochlorite solutions, *International Journal of Mineral Processing*, v.82, p.178-186.
- Barbieri, L., Giovanardi, R., Lancellotti, I. and Michelazzi, M. (2010) A new environmentally friendly process for the recovery of gold from electronic waste, *Environ Chem Lett.*, v.8, p.171-178.
- Bard, G. and Sobral, G.S. (2008) Extraction of gold, silver and copper from the copper electrowinning anode slime: separation of the metals, *Global Symposium on recycling, waste treatment and clean technology*,

- p.141-148.
- Coderre, F. and Dixon, D. (1999) Modeling the cyanide heap leaching of cupriferous gold ores, part 1: introduction and interpretation of laboratory column leaching data, *Hydrometallurgy*, v.52, p.151-175.
- Cunningham, S.A. (2005) Incident, accident, catastrophe: cyanide on the danube, *Diasters*, v.29, p.99-128.
- Davenport, W.G., King, M., Schlesinger, M. and Biswas, A.K. (2002) Extractive metallurgy of copper, Pergamon, 432p.
- Donmez, B., Ekin, Z., Celik, C. and Colak, S. (1999) Optimisation of the chlorination of gold in decopperized anode slime in aqueous medium, *Hydrometallurgy*, v.52, p.81-90.
- Dunn, J.G. and Chamberlain, A.C. (1997) The recovery of gold from refractory arsenopyrite concentrates by pyrolysis-oxidation, *Minerals Engineering*, v.10, p.919-928.
- Dunn, J.G., Ibrado, A.S. and Graham, J. (1995) Pyrolysis of arsenopyrite for gold recovery by cyanidation, *Minerals Engineering*, v.8, p.459-471.
- Filmer, A.O. (1982) The dissolution of gold from roasted pyrite concentrate, *Journal of the South African Institute of Mining and metallurgy*, March, p.90-94.
- Garcia, O. Jr., Bigham, J.M. and Tuovinen, O.H. (1995) Sphalerite oxidation by *Thiobacillus ferrooxidans* and *Thiobacillus thiooxidans*, *Canadian Journal of Microbiology*, v.41, p.578-584.
- Guerra, E. and Dreisinger, D.B. (1999) A study of the factors affecting copper cementation of gold from ammoniacal thiosulfate solution, *Hydrometallurgy*, v.51, p.155-172.
- Hilson, G. and Monhemius, A.J. (2006) Alternative to cyanide in the gold mining industry: what prospects for the future?, *Journal of Cleaner production*, v.14, p.1158-1167.
- Hinton, J.J., Veiga, M.M. and Veiga, A.T.C. (2003) Clean artisanal gold mining: a utopian approach?, *Journal of Cleaner Production*, v.11, p.99-115.
- Jeffrey, M.I., Breuer P.L. and Choo, W.L. (2001) A kinetic study that compares the leaching of gold in the cyanide, thiosulfate, and chloride systems, *Metallurgical and Materials Transactions B*, 32B, December, p.979-986.
- Kozin, L.F. and Melekhin, V.T. (2004) Extraction of gold from ores and concentrates by leaching with the use of cyanides and alternative reagents, *Russian Journal of Applied Chemistry*, v.77, p.1573-1592.
- Kulandaisamy, S., Rethinaraj, J.P., Adaikkalam, P., Srinivasan, G.N. and Raghavan, M. (2003) The aqueous recovery of gold from electronic scrap, *Recycling*, Augst, p.35-41.
- Lindstrom, E.B., Gunneriusson, E. and Tuovinen, O.H. (1992) Bacterial oxidation of refractory sulfide ores for gold recovery, *Critical Reviews in Biotechnology*, v.12, p.133-155.
- Linge, H.G. (1995) Electrolytic process for refractory arsenopyritic gold ores, *Minerals Engineering*, v.8, p.1327-1331.
- Maddox, L.M., Bancroft, G.M., Scaini, M.J. and Lorimer, J.W. (1998) Invisible gold: comparison of Au deposition on pyrite and arsenopyrite, *American Mineralogist*, v.83, p.1240-1245.
- Marsden, J. and House, I. (1992) The chemistry of gold extraction, Ellis Horwood, p.69-71.
- Moran, R. (1999) Cyanidation uncertainties, *Mineral Policy Center Issue Paper No.1*.
- Murthy, D.S.R. and Prasad, P.M. (1996) Leaching of gold and silver from Miller process dross through non-cyanide leachants, *Hydrometallurgy*, v.42, p.27-33.
- Nam, K.S., Jung, B.H., An, J.W., Ha, T.J., Tran, T. and Kim, M.J. (2008) Use of chloride-hypochlorite leachants to recover gold from tailing, *International Journal of Mineral Processing*, v.86, p.131-140.
- Prasad, M.S., Mensah-Biney, R. and Pizarro, R.S. (1991) Modern trends in gold processing-overview, *Minerals Engineering*, v.4, p.1257-1277.
- Puvvada, G.V.K. and Murthy, D.S.R. (2000) Selective precious metals leaching from a chalcopryite concentrate using chloride/hypochlorite media, *Hydrometallurgy*, v.58, p.185-191.
- Robinson, J.J. (1988) The extraction of gold from sulhidic concentrates by roasting and cyanidation, *J. S. Afr. Inst. Metall.*, v.88, p.117-130.
- Saleh, S.M., Said, S.A. and El-Shahawi, M.S. (2001) Extraction and recovery of Au, Sb and Sn from electrorefined solid waste, *Analytica Chimica Acta*, v.436, p.69-77.
- Senanayake, G. (2004) Gold leaching in non-cyanide lixiviant system: critical issues on fundamentals and applications, *Minerals Engineering*, v.17, p.785-801.
- Syed, S. (2012) Recovery of gold from secondary sources-a review, *Hydrometallurgy*, v.115-116, p.30-51.
- Vinals, J., Nunez, C. and Herreros, O. (1995) Kinetics of the aqueous chlorination of gold in suspended particles, *Hydrometallurgy*, v.38, p.125-147.
- Wan, R.Y. and LeVier, K.M. (2003) Solution chemistry factors for gold thiosulfate heap leaching, *International Journal of Mineral Processing*, v.72, p.311-322.
- Yamasue, E., Minamino, R., Numata, T., Najajima, K., Murakami, S., Daigo, I., Hashimoto, S., Okumura, H. and Ishihara, K.N. (2009) Novel evaluation method of elemental recyclability from urban mine-concept of urban ore TMR-, *Materials Transactions*, v.50, p.1536-1540.
- Yang, S., Blum, N., Rahders, E. and Zhang, Z. (1998) The nature of invisible gold in sulfide from the Xiangxi Au-Sb-W ore deposit in Northwestern Hunan, People's Republic of China, *The Canadian Mineralogist*, v.36, p.1361-1372.
- Yannopoulos, J.C. (1991) The extractive metallurgy of gold, Van Nostrand Reinhold, 281p.