

티오요소를 이용한 삼조광업 정광으로부터 은 용출 최적화

The Optimization of Silver Leaching from the Samjo Mine Concentrate by Thiourea

양 권 승(Gwon-Seung Yang)¹ · 김 봉 주(Bong-Ju Kim)² · 최 낙 철(Nag-Choul Choi)³ · 박 천 영(Cheon-Young Park)^{2,*}

¹조선대학교 신소재공학과

(Department of Advanced Materials Engineering, Chosun University, 375 Seosuk-Dong, Gwangju, Korea)

²조선대학교 에너지자원공학과

(Department of Energy and Resource Engineering, Chosun University, 375 Seosuk-Dong, Gwangju, Korea)

³전남대학교 공업기술연구소

(Engineering Research Institute, Chonnam National University, Gwang-ju, Korea)

요약 : 티오요소를 사용하여 삼조광업 정광으로부터 은을 친환경적으로 용출시키고자 하였다. 삼조광산의 광석은 황철석, 황동석, 방연석, 유비철석, 십이연석 등과 같은 광석광물들로 구성되어 있다. 티오요소 용출실험에는 750°C 에서 소성시킨 소성정광을 사용하였다. 다양한 실험조건으로 용출실험을 수행한 결과, 본 실험 조건 중 가장 높은 은 용출율이 나타나는 조건은 티오요소 농도 0.8 g/l 일 때, 황산 제2철 0.425 g/l 일 때, 그리고 용출온도 60°C 일 때였다. 광액농도 10%일 때 은 용출율 91.5%를 얻었다. 그러나 고체 잔유물에 대해서 XRD 분석을 수행한 결과, 은 용출율이 가장 높은 고체 잔유물들에서 황철석, 방연석, 적철석 등이 나타났다. 이러한 결과로 미루어 볼 때 고체 잔유물에 포함된 은은 회수하지 못하고 소실될 것으로 예상된다.

주요어 : 티오요소, 은, 소성정광, 황산 제2철, 용출율

ABSTRACT : This study was carried out to test the possibility of using an environmentally friendly method of leaching silver concentrate from the Samjo mine. The Samjo mine ore contained minerals such as pyrite, chalcopyrite, galena, arsenopyrite, and sphalerite. The concentrate samples tested with the thiourea solution were roasted at 750°C. The results of different experimental conditions showed that the highest silver leaching rate was obtained when the concentration of thiourea was at 0.8 g with ferric sulfate at 0.425 g and the leaching temperature at 60°C. The Ag leaching rate obtained was 91.5% at a pulp density of 10%. However, in the XRD analysis, peaks of pyrite, galena, and hematite were still found in the leached solid residues in which the Ag leaching rate was the highest. It is expected that the unrecovered silver in the solid residue can be lost.

Key words : thiourea, silver, roasted concentrate, ferric sulfate, leaching rate

*Corresponding author: +82-62-230-7119, E-mail: cybpark@chosun.ac.kr

서 론

시안(CN)은 가격이 저렴하고 사용이 간단하기 때문에 정광에 함유된 금과 은 용출에 오랫동안 사용되어 왔다. 그러나 환경에 대한 문제와 독성 때문에 그 사용이 금지되었으며, 시안 대체 용매제로 티오요소(thiourea, $CS(NH_2)_2$)가 정광(concentrate), 폐 컴퓨터, 양극 슬라임(anode slime) 등에 활용되었다(Lin and Huarng, 1994; Amer, 2002; Kulandaisamy *et al.*, 2003; Gonen *et al.*, 2007). 전 세계적으로 가장 많이 사용되는 시안 대체 용매제로 티오요소(thiourea, NH_2SNNH_2)가 금 정광(concentrate), 광미(tailing) 혹은 폐 전자부품(e-waste) 등으로부터 gold 용출에 활용되고 있다(Kozin *et al.*, 2002; Kim *et al.*, 2010). 티오요소는 유기용매로서 물에 잘 녹으며, 산성 용액에서 금을 용해시키는 능력을 갖고 있다. 따라서 티오요소는 시안보다 금을 더 빠르게 용해시키고 독성이 낮기 때문에 시안의 대체 용매제로 이용되고 있다(Tanriverdi *et al.*, 2005; Li and Miller, 2006). 티오요소는 금속 형태의 금을 Au^{1+} 이온으로 산화시키고 양이온복합물인 $Au(SC(NH_2)_2)_2^+$ 을 형성한다. 그러나 $Au(SC(NH_2)_2)_2^+$ 는 불안정하기 때문에 formamidine disulfide ($[CS(NH)(NH_2)]_2$)로 분해된다. 그리고 formamidine disulfide는 또한 티오요소와 원소 황(S^0)으로 분해된다. 이때 원소 황이 광석 표면에 암회색 피막을 형성하여 금 용출을 방해한다(Groenewald, 1977). 이와 같이 티오요소가 분해되면 티오요소 소비가 증가하게 되고 결국 금 용출 효율이 떨어지고 동시에 경비가 증가하게 된다. 따라서 티오요소 분해를 방지하고 금 용출을 향상시키기 위하여 SO_2 , Na_2SO_3 혹은 $Na_2S_2O_5$ 를 첨가한다(Schulze, 1984; Deng *et al.*, 2001; Deng and Liao, 2002; Tanriverdi *et al.*, 2005). 또한 금 용출을 향상시키기 위하여 과산화수소(hydrogen peroxide, H_2O_2), 황산제2철(ferric sulfate, $Fe_2(SO_4)_3$), 산소 등이 활용되었다(Almeida and Amarante, 1995; Tremblay *et al.*, 1996; Li and Miller, 2007).

현재, 우리나라에서 대우해양 SMC, 유일광산, 금풍광산, 무극광산, 삼조광업 등이 금과 은을 대상으로 조업 중에 있다. 그러나 이들 광산은 정광(concentrate)만 생산하지 정광으로부터 금과 은을 용출시키지 않고 있다. 정광으로부터 금과 은을 용출시키지 않는 가장 큰 원인은 환경 및 기술적인 문제 때문일 것으로 사료된다. 따라서 환경문제가 발생하

지 않고 용출효율이 뛰어난 금과 은의 용매제 개발이 필요하다. 또한 친환경적 용매제가 개발되면 도시광산(urban mine), 즉 폐 전자부품에 친환경적 gold 용매를 적용하여 금과 은을 원활하게 공급할 수 있을 것이다. 따라서 본 연구 목적은 티오요소를 삼조광업 정광에 적용하여, 최적의 은 용출 변수를 결정하고자 하였다.

연구 방법

정광시료 및 소성 전처리

은을 함유한 황화광물 정광(concentrate)과 광석 광물(ore mineral)은 충북 괴산군 장연면 추정리 삼조광업에서 제공받았다. 정광(200 mesh)은 750°C에서 2시간 동안 소성시켜 용출실험에 사용하였다(이하 소성정광). 광석광물은 시추기(NX)로 직경 2.5 cm의 광석-코어(core)로 채취하였다. 광석-코어는 암석절단기로 두께 1 cm로 절단하여 한쪽 면을 연마하였다(이하 코어-연마편(core-polished section)).

용출실험

삼각 플라스크에 3차 증류수(100 ml), 소성정광(10 g), 아황산나트륨(sodium sulfite, Na_2SO_3 , 0.0252 g), 그리고 황산 제2철(ferric sulfate, $Fe_2(SO_4)_3$, 0.0425 g)를 혼합하였다. 이 삼각 플라스크에 0.1, 0.3, 0.6, 0.8 g의 티오요소(thiourea, $SC(NH_2)_2$)를 첨가하고 황산(H_2SO_4 , 5.0 ml)으로 pH 0.8이 되도록 조정하였다. 용출실험은 50 °C의 항온배양기에서 2시간 동안 150 rpm으로 수행되었다. 용출실험 동안 시간별로 용출액 1.0 ml를 채취하고 0.45 μ m 여과지로 여과한 후, 원자흡광분광기에서 Au와 Ag 함량을 측정하였다. 티오요소 농도에 따른 용출실험을 수행하여 최대 Ag가 용출되는 티오요소 첨가량을 선정한 후, 은이 최대로 용출되는 티오요소 첨가량으로 용출용액을 제조하고, 황산 제2철 첨가량에 따른 용출실험을 수행하였고 황산 제2철 첨가량은 0.0425, 0.085, 0.21, 0.425 g이었다. 용출실험을 수행하여 최대 은이 용출되는 황산 제2철 첨가량을 결정하였다. 은이 최대로 용출되는 티오요소와 황산 제2철으로 용출용액을 제조한 후, 온도증가에 따른 용출실험을 수행하였다. 온도증가에 따른 용출실험은 30, 40, 50, 60 °C에서 각각 수행되었다. 은이 최대로 용출되는 광액농도를 구하기 위하여 광액농도

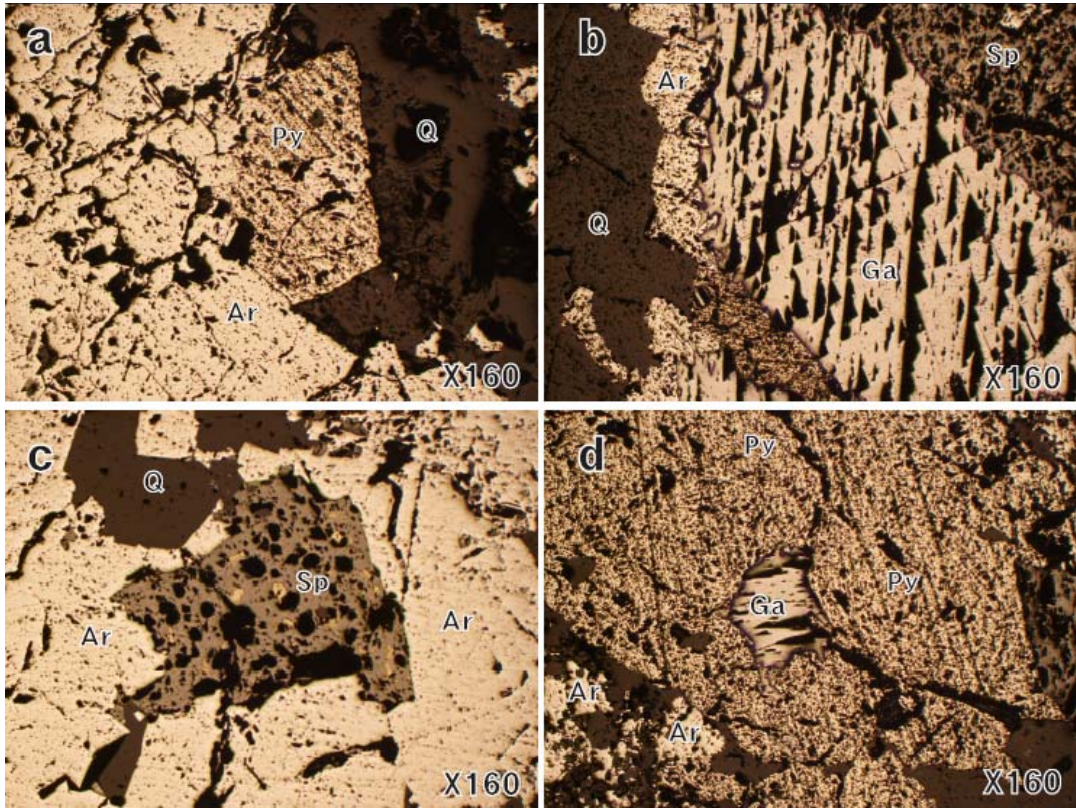


Fig. 1. Microphotograph of ore minerals from the Samjo mine. Ar; arsenopyrite, Ga; galena, Py; pyrite, Q; quartz, Sp; sphalerite.

1, 5, 10, 15%에서 용출실험을 수행하였다.

분석방법

코아 연마면에 나타나는 광석광물을 편광현미경 (Leitz, Othplan-pol)에서 관찰하였으며 이들 광석광물이 함유하는 원소를 EDS (energy dispersive analyzer, Japan, Hitachi, S4800)분석으로 확인하였다. 정광은 전기로(F47950-26, USA)에서 750℃에서 2시간 동안 소성시켰다. 소성 후 소성정광 0.75 g을 heating block에서 왕수로 1시간 동안 분해하였다. 용출실험은 항온배양기(SJP-700SI)에서 2시간 동안 수행하였고, 항온배양기의 온도 변화는 ± 0.5℃였다. 왕수분해, 용출용액의 금과 은 함량을 원자흡광분광기(atomic absorption spectrophotometry, AAS, AA-7000, Shimadzu, Japan)에서 측정하였다. 정광, 소성정광, 왕수 분해 잔유물 및 용출잔유물에 대하여 XRD (X-ray diffraction, Empryean,

PANalytical X'Pert PRO MRD) 분석을 수행하였다.

결 과

광석광물에 대한 현미경 및 SEM 관찰

삼조광업의 광석광물은 유비철석(31.2%), 황철석(24.6%), 방연석(14.9%), 섬아연석(8.7%), 맥석광물(20.5%) 등으로 구성되었다(그림 1). 자형의 황철석은 주로 유비철석과 수반되며(그림 1a), 여각삼각형이 잘 발달되어 있는 방연석은 섬아연석(그림 1b) 및 황철석(그림 1d)과 수반된다. 섬아연석은 황동석과 용리구조로 산출되며 유비철석(그림 1c) 및 방연석(그림 1b)과 산출된다. 수반관계가 양호한 이들 황화광물들에 대하여 EDS 분석을 수행하여 원소함량을 확인하였다(그림 2). 일부 시료에서 방연석이 섬아연석에 포획되기도 하며(그림 2a), 방연석은 납(34, atomic %)와 황(40%)가, 그리고 섬아연석은

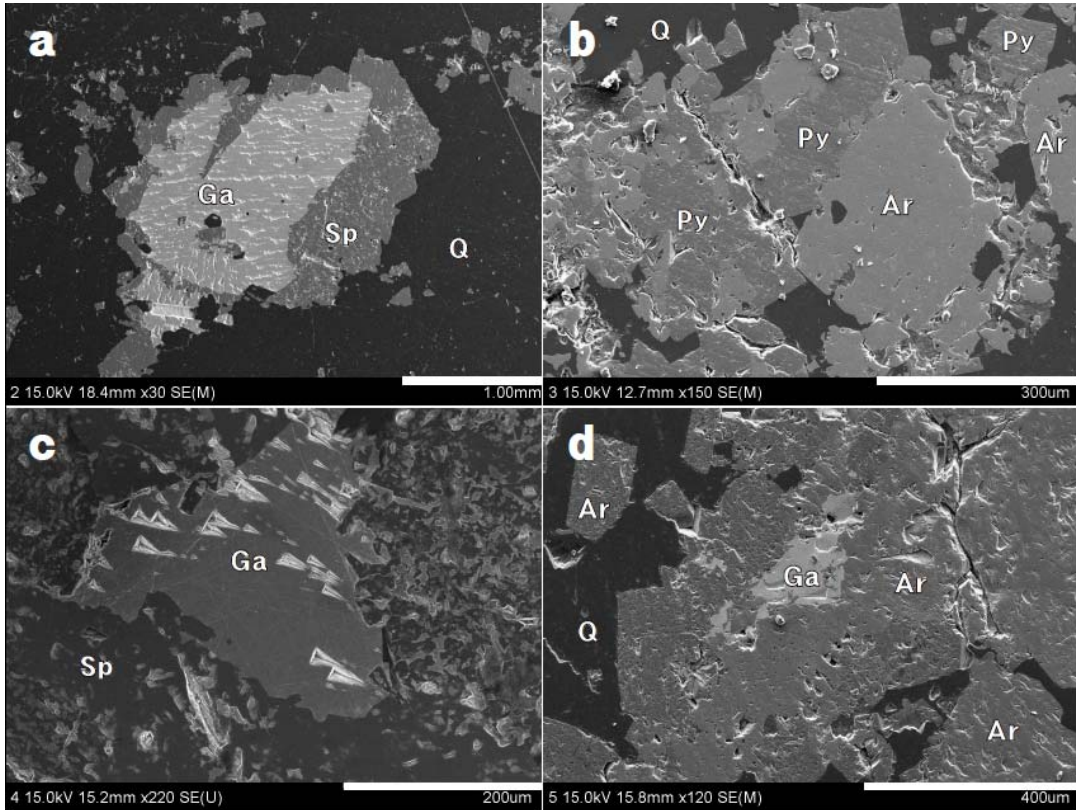


Fig. 2. SEM image of ore minerals from the Samjo mine (Ar; arsenopyrite, Ga; galena, Py; pyrite, Q; quartz, Sp; sphalerite).

아연(35%), 철(6%), 비소(3%), 황(42%) 등이 검출되었다. 그림 2b는 자형의 황철석에 유비철석이 가상으로 포획되어 산출되는 양상을 보여주기도 하며, 황철석에서는 철(32%), 비소(1%), 황(66%) 등이, 그리고 유비철석에서는 비소(28%), 철(33%), 황(37%) 등이 검출되었다. 방연석이 섬아연석 내부에 수반되어 나타나기도 하며(그림 2c), 방연석에서는 납(48%), 황(51%) 등이, 그리고 섬아연석에서는 아연(44%), 철(4%), 황(50%) 등이 검출되었다. 일부 시료에서는 방연석이 유비철석에 내부에 수반되며(그림 2d), 방연석에서는 납(50%), 황(49%) 등이, 그리고 유비철석에서는 비소(29%), 철(33%), 황(36%) 등이 검출되었다. 본 광석광물에 대하여 현미경관찰, SEM 및 EDS 분석을 수행하였으나 금과 은 광물은 관찰할 수 없었다. 그러나 소성정광 0.7 g을 왕수분해하여 원자흡광분석기에서 분석한 결과 은이 126.14 mg/kg으로 측정되었고 금은 검출되지

않았다.

티오요소 효과

네 가지 서로 다른 티오요소를 첨가한 용출 실험 결과 30분 후, 0.1 g의 티오요소로 용출실험을 수행한 경우, 은 용출율이 64.3%, 0.3 g인 경우 75.5%, 0.6 g인 경우 79.9%, 그리고 0.8 g인 경우 84.1%의 은 용출율이 나타났다. 이러한 결과는 티오요소 첨가량이 증가하면 Ag 용출율이 증가함을 보여준다.

황산제2철 효과

최대 은이 용출되는 조건인 티오요소 0.8 g의 용액에 0.0425, 0.085, 0.21, 0.425 g의 황산 제2철을 각각 첨가하여 용출실험을 수행한 결과는 그림 4와 같다. 황산 제2철 첨가량이 0.0425 g일 때 은 용출

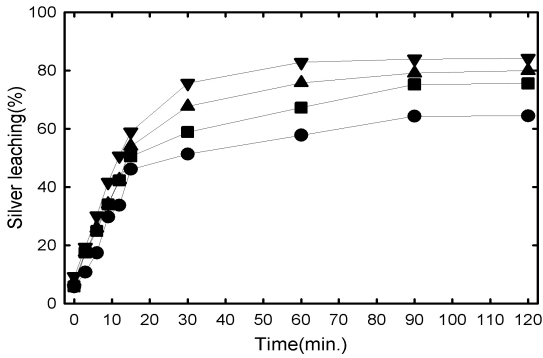


Fig. 3. The effect of thiourea addition on the rate of silver leaching at sodium sulfite = 0.0252 g, ferric sulfate = 0.425 g, pH = 0.8 per 100 ml solution and temperature 50°C. the addition of thiourea concentration = ●; 0.1 g, ■; 0.3 g, ▲; 0.6 g, ▼; 0.8 g.

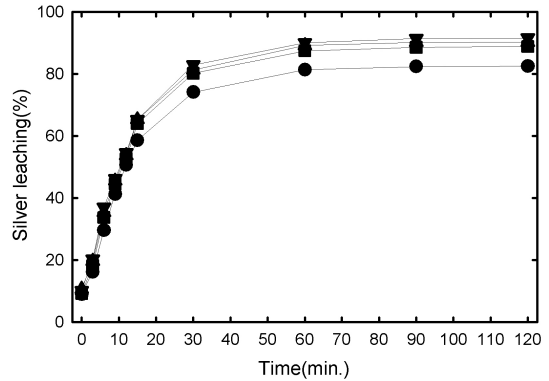


Fig. 5. The effect of temperature on the rate of silver leaching at sodium sulfite = 0.0252 g, thiourea 0.8 g, ferric sulfate = 0.425 g per 100 ml solution and pH of 0.8. Leaching temperature variation = ●; 30°C, ■; 40°C, ▲; 50°C ▼; 60°C.

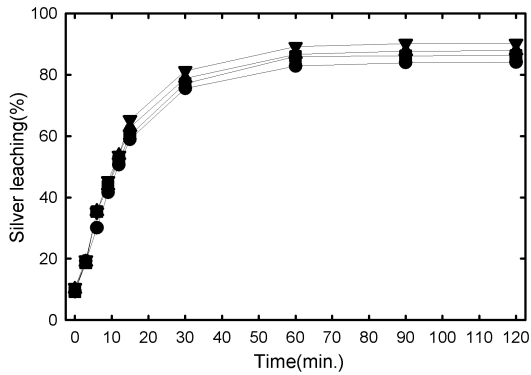


Fig. 4. The effect of ferric sulfate addition on the rate of silver leaching at sodium sulfite = 0.0252 g, thiourea 0.8 g, pH = 0.8 per 100 ml solution and temperature 50°C. The addition of ferric sulfate concentration = ●; 0.0425 g, ■; 0.085 g, ▲; 0.21 g, ▼; 0.425 g.

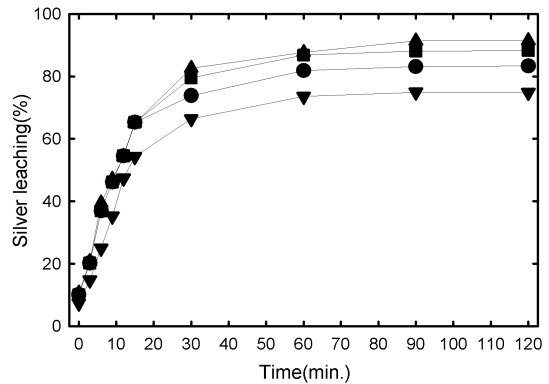


Fig. 6. The effect of pulp density on the rate of silver leaching at sodium sulfite = 0.0252 g, thiourea 0.8 g, ferric sulfate = 0.425 g and pH of 0.8. per 100 ml solution The variation of pulp density (w/v) = ●; 1%, ■; 5%, ▲; 10%, ▼; 15%.

율이 84.0%, 0.085 g일 때 86.2%, 0.21 g일 때 87.8%, 0.425 g일 때 90.1%의 은 용출율이 나타내어 황산 제2철 첨가량이 증가하면 은 용출율이 증가함을 보여준다. 이와 같은 결과는 황산 제2철을 첨가하면 Fe^{3+} 이온이 방출되고 Fe^{3+} 가 Fe^{2+} 로 환원되며, 이와 동시에 소성정광의 Ag^0 가 Ag^+ 로 산화되기 때문이다.

온도효과

은과 최대로 용출되는 티오요소와 황산 제 2철에

대하여 각 온도에서 수행된 용출실험 결과 30°C에서 용출실험을 수행한 경우 은 용출율이 82.4%, 40°C에서 88.8%, 50°C에서 90.1%, 그리고 60°C에서 91.5%가 용출되었다(그림 5).

광액농도 효과

아황산나트륨 0.0252 g, 티오요소 0.8 g, 황산 제 2철 0.425 g을 100 ml 증류수에 혼합하고 소성정광 첨가량을 변화시켰다. 소성정광 첨가량은 광액농도 1.0, 5.0, 10.0, 15.0%로 변화시켰다. 용출실험을 60

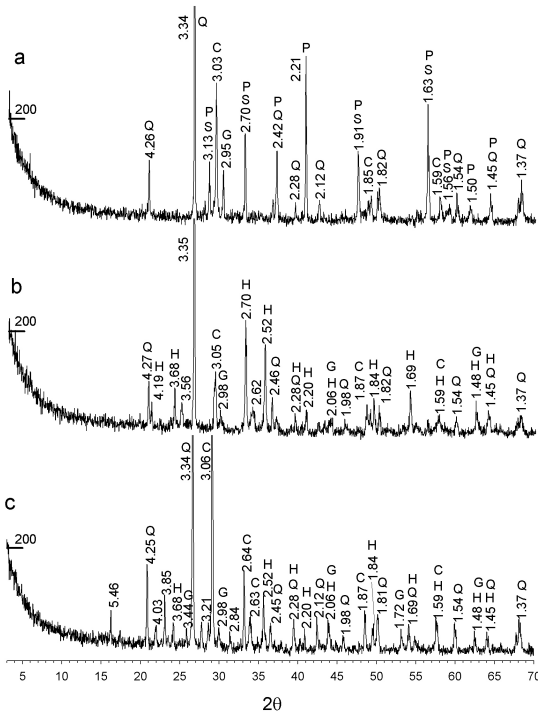


Fig. 7. XRD patterns of raw concentrate (a), roasted concentrate (b) and solid residue (c) with aqua regia. C; chalcopyrite, G; galena, H; hematite, P; pyrite, Q; quartz. S; sphalerite.

℃에서 수행한 결과 광액농도 1%에서 용출되는 은 용출율은 83.2%, 5% 광액농도에서는 88.2%, 광액농도 10%에서 91.3%, 그리고 광액농도 15%에서 74.8%이었다(그림 6). 광액농도는 10%에서 가장 많이 용출율이 나타났다.

정광, 소성정광 및 왕수분해 잔유물에 대한 XRD 분석

정광에 대하여 XRD 분석을 수행한 결과 황철석, 방연석, 황동석, 첨아연석 및 석영의 회절선이 관찰되었다(그림 7a). 소성정광에서는 석영, 적철석, 황동석, 방연석의 회절선이 관찰되었다(그림 7b). 소성정광에서 적철석이 관찰되는 것은 황화광물로 구성된 정광이 750℃의 소성처리에 의하여 적철석으로 변환되었기 때문이다. 소성정광에서 황동석과 방연석이 관찰되는 것은 일부 이들 광물들이 소성처리 반응에 변환되지 않았기 때문으로 해석된다. 황화광물들을 750℃에서 소성시키면 자류철석으로 변

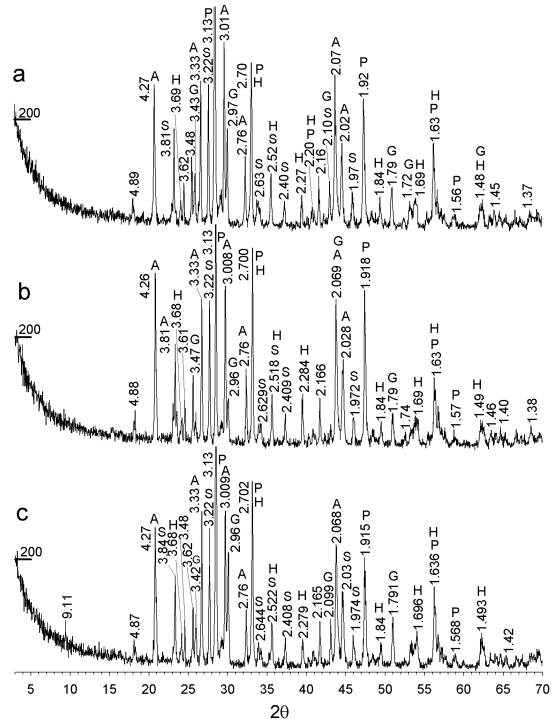


Fig. 8. XRD patterns of solid residues from thiourea leaching solution. Solid residues from thiourea leaching solution at thiourea = 0.8 g per 100 ml solution (a), ferric sulfate = 0.425 g per 100 ml solution (b), leaching temperature 60℃ and pulp density = 10% (c) and pH 0.8. A; anglesite, G; galena, H; hematite, S; sulfur, P; pyrite.

환되고 최종적으로 적철석으로 변환된다. 이때 적철석은 공극율이 증가되고 다공질성으로 변환되어 티오요소와 같은 용출용액이 침투하기 쉽게 된다. 소성되는 과정에서 황화광물의 황과 산소와 결합하여 SO₂로 변환되고, 그리고 유비철석의 비소가 산소와 결합하여 As₂O₃로 변환된다. 소성정광을 왕수분해한 후 그 잔유물에 대하여 XRD 분석을 수행하였다(그림 7c). 왕수 분해 잔유물에서 석영, 적철석, 황동석, 방연석의 회절선이 관찰되었다. 이는 이들 광물들이 왕수에 분해되지 않았음을 의미한다. 만약 석영, 황동석, 방연석 등에 함유된 금과 은을 회수하기 위해서는 왕수보다 강한 용매를 사용해야 할 것으로 생각된다.

용출 고체 잔유물에 대한 XRD 분석

은 용출율이 각각 84.1, 90.1, 91.3%인 용출용액으로부터 남은 고체 잔유물에 대하여 XRD 분석을 수행하였다(그림 8). 고체 잔유물에서 anglesite ($PbSO_4$), 방연석, 황철석, 적철석, 황에 해당되는 회절선들이 관찰되었다. 고체 잔유물에서 이들 광물들이 관찰되는 이유는 방연석, 황철석 및 적철석 등이 티오요소 용액에 의하여 완전하게 분해되지 않기 때문이다. Anglesite는 방연석으로부터 방출된 납 이온과 티오요소로부터 분해된 황산염이 결합해서 생성된 것으로 해석된다(Garcia *et al.*, 1995). 고체 잔유물에서 황의 회절선이 관찰되는 이유는 티오요소가 황화광물들과 반응하는 과정에서 formamidine disulfide($[CS(NH)(NH_2)]_2$)로 분해되고, 그리고 최종적으로 원소 황으로 분해되었기 때문이다(Groenewald, 1977).

고찰

삼조광업의 광석광물에 대하여 현미경관찰, SEM 및 EDS분석을 수행한 결과 유비철석, 방연석, 황철석, 섬아연석 등이 관찰되었으며 금 및 은-광물은 관찰되지 않았다. 이는 금이 비가시성 금으로 산출되기 때문에 SEM에서도 관찰되지 않는 것으로 사료된다(Vaughan, 2004). 그러나 또한 시료에 금이 포함되지 않았을 가능성도 배제할 수는 없다. 하지만 화학분석에서 많은 양의 은이 측정되고 있어 은-광물의 산출이 기대되었으나 현미경, SEM 및 EDS 분석에서 확인되지 않았다(Maddox *et al.*, 1998). 이는 은-광물의 강도(hardness)가 너무 취약해서 연마과정에서 제거되었기 때문일 것으로 생각된다(Ayata and Yildiran, 2001). 소성정광을 왕수 분해하여 원자흡광분석기에서 분석한 결과 금은 검출되지 않았다. 이는 광석광물에 금 산출이 너무 적기 때문에, 그리고 왕수 분해 용액을 희석하여 원자흡광분석기에서 분석하기 때문에 금이 검출되지 않은 것으로 해석된다. 본 광석광물에 많은 양의 유비철석이 산출되고 있으며, EDS 분석 결과 황철석과 섬아연석에서도 소량의 비소가 함유되어 있는 것이 확인되었다. 광석광물에서 많은 양의 유비철석이 산출되고 있지만 자연금이나 electrum은 관찰되지 않았다. 유비철석이 많은 본 정광을 소성처리할 경우, SO_2 와 As_2O_3 가 발생될 것으로 예상된다.

연구에서 수행된 조건 중에서 은이 최대 용출

되는 변수는 티오요소 0.8 g을 첨가했을 때, 황산 제2철을 0.425 g 첨가했을 때, 용출온도 60°C와 광액농도 10%로 용출실험을 수행했을 때이다. 실험 결과 비록 은 용출율이 높게 나타났지만, 이들 용출 고체 잔유물에서 방연석, 황철석, 적철석 등이 분해되지 않고 남아 있는 것이 XRD분석으로 확인되었다. 따라서 고체 잔유물에 함유된 금과 은은 회수하지 못하고 손실될 것으로 사료된다. 만약 고체 잔유물에 함유된 은을 효과적으로 용출시킬 수 있다면 91.37% 이상의 은 용출율을 기대할 수 있을 것이다. 또한 소성정광에서 석영, 적철석, 황동석, 방연석 등의 회절선이 관찰되는 것은 소성처리가 완벽하게 이루어지지 않았음을 의미한다. 그리고 석영은 소성처리와 왕수분해로 파괴되지 않았다. 따라서 은이 석영에 함유되어 있는 경우, 소성처리 및 왕수분해로 회수하지 못하고 손실될 것으로 예상된다.

비록 티오요소가 친환경적 은 용매로 활용될 수 있지만 방연석, 황철석, 적철석, 등은 분해하지 못하는 것을 XRD 분석으로 확인하였다. 따라서 향후 이들 광물을 완전하게 분해할 수 있는 용매제 개발과 전처리 기술이 필요할 것으로 사료된다. 원소 황이 용출 고체 잔유물에서 관찰되는 것은 용출과정에서 티오요소가 분해되어 원소 황을 형성하였기 때문이다. 그러므로 원소 황으로 분해된 양만큼 용출효과가 감소되는 것이다. 따라서 티오요소 분해를 방지하기 위하여 SO_2 , Na_2SO_3 혹은 $Na_2S_2O_5$ 등을 첨가하여 은 회수율을 향상시켜야 할 것이다(Schulze, 1984; Deng *et al.*, 2001; Deng and Liao, 2002; Tanriverdi *et al.*, 2005). 티오요소 분해가 감소되면 금 용출 효율이 향상되므로 향후 티오요소 분해를 감소시키는 연구도 또한 필요할 것으로 사료된다.

결론

삼조광업에서 산출되는 광석광물은 유비철석, 방연석, 황철석, 섬아연석 등이며 많은 양의 유비철석이 산출되고 있다. 또한 황철석과 섬아연석에서도 소량의 비소가 함유되어 있는 것을 EDS 분석으로 확인하였다. 소성정광을 티오요소로 용출실험을 수행한 결과 티오요소와 황산 제2철 첨가량이 증가할수록 은 용출율이 증가하였고 용출 온도가 증가할수록 은 용출율이 증가하였다. 본 실험 조건에서는 티오요소 0.8 g을 첨가했을 때, 황산 제2철 0.425 g을 첨가했을 때, 용출온도 60°C, 그리고 광액농도

10%일 때 최대 은 용출율을 얻었다. 그러나 은 용출율이 최대로 나타는 고체 잔류물에서 방연석, 황철석, 적철석 등이 분해되지 않고 남아 있는 것을 XRD 분석으로 확인하였다. 따라서 고체 전유물에 함유된 금과 은은 회수하지 못하고 손실될 것으로 예상된다.

참고문헌

- Almeida, M.F. and Amarante, M.A. (1995) Leaching of a silver bearing sulphide by-product with cyanide, thiourea and chloride solutions. *Minerals Engineering*, 8, 257-271.
- Amer, A.M. (2002) Processing of copper anode-slimes for extraction of metal values. *Physicochemical problems of Mineral Processing*, 36, 123-134.
- Ayata, S. and Yildiran, H. (2001) A novel technique for silver extraction from silver sulphide ore. *Turkish Journal of Chemistry*, 25, 187-191.
- Deng, T. and Liao, M. (2002) Gold recovery enhancement from a refractory flotation concentrate by sequential bioleaching and thiourea. *Hydrometallurgy*, 63, 249-255.
- Deng, T.L. Liao, M.X. Wang, M.H. Chen, Y.W., and Belzile, N. (2001) Enhancement of gold extraction from biooxidation residues using an acidic sodium sulphite-thiourea system. *Minerals Engineering*, 14, 263-268.
- Garcia, O. Jr. Bigham, J.M., and Tuovinen, O.H. (1995) Oxidation of galena by *Thiobacillus ferrooxidans* and *Thiobacillus thiooxidans*. *Canadian Journal of Microbiology*, 41, 508-514.
- Gonen, N. Korpe, E. Yildirim, M.E., and Selengil, U. (2007) Leaching and CIL processes in gold recovery from refractory ore with thiourea solutions. *Minerals Engineering*, 20, 559-565.
- Groenewald, T. (1977) Potential application of thourea in the precessing of gold. *Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy*, June, 217-223.
- Kim, E.Y. Kim, M.S. Lee, J.C. Yoo. K.K., and Jeong, J.K. (2010) Leaching behavior of copper using electrogenerated chlorine in hydrochloric acid solution. *Hydrometallurgy*, 100, 95-102.
- Kozin, L.F. Bereznoi, E.O., and Bogdanova, A.K. (2002) Kinetic parameters of the dissolution of gold in thiourea solutions. *Theoretical and Experimental Chemistry*, 38, 388-392.
- Kulandaisamy, S. Rethinaraj, J.P. Adaikkalam, P. Srinivasan, G.N., and Raghavan, M. (2003) The aqueous recovery of gold from electronic scrap. *Recycling*, Augst, 35-41.
- Li, J. and Miller, J.D. (2006) A review of gold leaching in acid thiourea solutions. *Mineral processing & Extractive Meatal. Rev.*, 27, 177-214.
- Li, J. and Miller, J.D. (2007) Reaction kinetics of gold dissolution in acid thiourea solution using ferric sulfate as oxidant. *Hydrometallurgy*, 89, 279-288.
- Lin, J.C. and Huarng, J.J. (1994) Electrochemical stripping of gold from Au-Ni-Cu electronic connector scrap in an aqueous solution of thiourea. *Journal of Applied Electrochemistry*, 24, 157-165.
- 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*, 83, 1240-1245.
- Schulze, R.G. (1984) New aspects in thiourea leaching of precious metals. *Journal of Metals*, June, 62-65.
- Tanriverdi, M. Mordogan, H., and Ipekoglu, U. (2005) Leaching of Ovacik gold ore with cyanide, thiourea and thiosulfate. *Minerals Engineering*, 18, 363-365.
- Tremblay, L, Deschenes, G, Ghali, E., and McMullen, J. (1996) Gold recovery from a sulphide bearing gold ore by percolation leaching with thiourea. *International Journal of Mineral Processing*, 48, 225-244.
- Vaughan, J.P. (2004) The process mineralogy of gold: the classification of ore types. *The Member Journal of TMS*, July, 46-48.

접수일(2012년 10월 17일), 수정일(1차 : 2012년 12월 18일),
 게재확정일(2013년 3월 21일), 책임편집위원 : 김영규