

염소-차아염소산 용액에 의한 저항성 금 정광으로부터 Gold-silver 용출

The Leaching of Gold-silver from Refractory Gold Concentrate by Chlorine-hypochlorite Solution

조 강 희(Kang-Hee Cho)¹ · 김 봉 주(Bong-Ju Kim)¹ · 오 스 지(Su-Ji Oh)¹ ·
최 승 환(Seoung-Hwan Choi)¹ · 최 낙 철(Nag-Choul Choi)² · 박 천 영(Cheon-Young Park)^{1,*}

¹조선대학교 에너지자원공학과
(Dept. of Energy and Resource Engineering, Chosun University, Gwang-ju, Korea)
²전남대학교 공업기술연구소
(Engineering Research Institute, Chonnam National University, Gwang-ju, Korea)

요약 : 염소-차아염소산 용액을 소성정광에 적용하여 gold와 silver를 효과적으로 용출시키고자 하였다. 염소 : 차아염소산 혼합비율 1.5 : 1, 그리고 NaCl 농도를 1 M으로 적용하였을 때 Au 용출율은 겨우 75%와 81%이었다. 그러나 광액농도를 1%로, 그리고 용출온도를 65°C로 적용하자 Au 용출율이 100%에 도달되었다. 왕수분해 및 염소-차아염소산 용출 고체 잔유물을 XRD분석을 실시한 결과 석영이 관찰되었다. 따라서 석영 속에 함유된 gold는 염소-차아염소산으로 용출시키지 못할 것으로 사료된다. 따라서 석영 속의 gold를 용출시키기 위해서는 더 작은 미립자로 전처리하거나 더 강력한 산화제를 적용해야 할 것이다.

주요어 : 금과 은, 염소-차아염소산, 소성정광, 용출율

ABSTRACT : Leaching experiments of gold and silver from roasted concentrate were carried out using a chlorine-hypochlorite solution. The leaching rate of gold was 75% at 1.5:1 ratio of chlorine and hypochlorite and increased to 81% with adding 1 M NaCl. However, at 1% pulp density and at 65°C, the leaching rates of Au were close to 100%. XRD analysis identified quartz in the solid residues after digestion of roasted concentrate with aqua regia or chlorine-hypochlorite leaching solution. This suggests that the gold may not be leached out of the quartz in aqua regia or chlorine-hypochlorite solution. In order to leach the gold from the quartz, the concentrate will have to be pre-treated through ultra-fine grinding or treated with stronger oxidative agents.

Key words : gold and silver, chlorine-hypochlorite, roasted concentrate, leaching rate

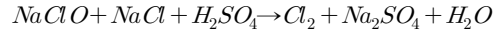
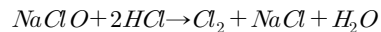
*Corresponding author: +82-62-230-7119, E-mail: cybpark@chosun.ac.kr

서 론

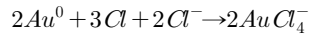
일반적으로 gold는 황철석이나 유비철석과 같은 황화광물에 물리적 혹은 화학적으로 결합되어 있다. 이들 황화광물과 결합된 gold는 수 μm 이하의 크기로 존재하거나 gold가 황화광물과 고용체(solid solution)로 존재하기 때문에 육안으로 관찰하기 힘들다. 이런 상태의 gold를 비가시성(invisible) gold라 하며(Maddox *et al.*, 1998; Yang *et al.*, 1998), 시안(cyanide)과 같은 용매로 용출이 잘 이루어지지 않는 경우를 저항성 금 광석(refractory gold ore)이라 한다(Lehmann *et al.*, 2000; Vaughan, 2004). 저항성 금 광석으로부터 최대의 gold를 용출시키기 위해서 황산세척 혹은 소성작업을 수행한다. 황산과 같은 강산으로 저항성 금 광석을 세척하면 황화광물의 Fe, Cu, Pb, Zn 등이 제거되어 gold 용출율이 증가하게 된다. 또한 저항성 금 광석을 650°C 이상의 열로 가열하면 황화광물속의 S가 분해되어 SO₂ 가스로 제거된다(Robinson, 1988). 소성과정에서 gold를 수반한 황철석과 유비철석은 자류철석으로 변환되고 최종적으로 적철석으로 변환된다(Filmer, 1982). 이때 황화광물의 구조가 파괴되어 다공질상으로 변환된다. 다공질상 사이로 시안과 같은 용매가 쉽게 침투하기 때문에 gold 용출율이 향상된다(Aylmore, 2001). 고대부터 현재까지 시안을 저항성 금 광석에 적용하여 gold와 silver를 용출-회수하여 왔다. 그러나 시안은 환경에 독성으로 작용하기 때문에 세계적으로 사용을 엄격히 규제하고 있다. 따라서 저항성 금 광석으로부터 친환경적으로 gold를 용출시킬 수 있는 시안 대체 용매제가 절실히 요구되고 있다.

염소(Cl), 브롬(Br), 요오드(I)와 같은 할로젠(halide) 원소들은 강력한 산화 능력을 갖고 있기 때문에 저항성 금 광석으로부터 gold를 용출시키는 용매제로 사용되고 있다(Prasad *et al.*, 1991). 특히 산성 염소-차아염소산 수용액(acidic chlorine-hypochlorite solution)은 금속형태의 gold를 아주 빠르게 용해시켜 Au⁺와 Au³⁺ 이온을 생성한다. 염소-차아염소산은 시안의 24시간보다, 그리고 티오요소의 15분보다 gold를 매우 빠르게 용해시키고, 또한 독성이 상대적으로 적기 때문에 시안의 대체 용매제로 사용된다(Kozin and Melekhin, 2004; Hilson and Monhemius, 2006). 그러나 차아염소산 나트륨은 염산이나 황산과 반응하여 염소를 생성시키며, 이때 생성된 염소 가스는 독성이 있으므로

접촉을 피해야 한다(Hilson and Monhemius, 2006).



생성된 염소가 정광 속의 gold를 용해시켜 AuCl₄⁻를 생성시킨다(Pangum and Browner, 1996).



염소-차아염소산은 염화물 이온이 존재하기 때문에 gold 표면에 피막(passivation)이 형성되지 않는 장점이 있다(Baghalha, 2007). 그리고 염소-차아염소산은 gold 용출율이 빠르고 독성이 없기 때문에 정광이나 광미(slime)로부터 Au와 Ag 용출(Almeida and Amarante, 1995; Jeffrey *et al.*, 2001; Baghalha, 2007; Nam *et al.*, 2008), 황동석 정광으로부터 Cu 용출(Puvvada and Murthy, 2000; Ikiz *et al.*, 2006) 혹은 황비동석(enargite)으로부터 As 용출에 사용된다(Curreli *et al.*, 2005; Padilla *et al.*, 2005). 또한 이 용매제는 광재(furnace slag)로부터 Cu 용출(Herrerros *et al.*, 1998), 폐전자제품으로부터 Au, Sb, Sn 등을 용출하는데 사용되었다(Saleh *et al.*, 2001). 그러나 이 용매제는 강한 부식성 시약이므로 취급하는데 철저한 주의가 필요하다. 그리고 차아염소산은 gold보다 황철석이나 맥석광물을 더 빠르게 용해시키기 때문에 염소 소비가 증가하게 되고 gold 용해율이 떨어지게 된다. 특히 황화광물의 황 함량이 지나치게 높은 경우 이 용매에 의한 용출이 경제적이지 못한 것이 단점이다. 따라서 이 용매제는 gold 품위가 높은 정광에 적용하는 것이 효율적이다(Hilson and Monhemius, 2006; Baghalha, 2007).

우리나라에서 염소-차아염소산 용액을 이용하여 저항성 금 광석으로부터 gold와 silver를 효과적으로 용출시키고자 한 연구는 아직 미진하다. 시안을 저항성 금 광석에 적용하여 gold를 용출시키기 위해서는 24시간 이상 반응시켜야 한다. 그러나 염소-차아염소산은 gold 용해 반응이 수 분 이내로 완료되고 환경에 대한 독성이 상대적으로 매우 적다. 따라서 독성이 적고 반응 효율이 매우 빠르기 때문에 염소-차아염소산 용액을 폐전자제품에 적용한다면 친환경적으로 gold와 silver를 효과적으로 회

수할 수 있을 것이다.

따라서 본 연구 목적은 염소-차아염소산을 저항성 금 정광에 적용하여 gold와 silver를 친환경적으로 용출시키고자 하였다. 광액농도, 반응온도, 차아염소산 및 NaCl 농도를 변화시켜 최대의 gold와 silver 용출율을 얻고자 하였다.

시료, 실험 및 분석방법

염소-차아염소산을 이용한 Au-Ag 용출실험을 위하여 대우조선해양 SMC의 부선정광(flotation concentrate)을 사용하였다. 전처리 효과에 의한 금 용출 효율을 알아보기 위하여 정광을 전기로에서 650℃로 2시간 동안 소성(roasting)시켰다.

실험방법

처음 용출실험에서 Au 용출율(%)이 최대로 나타나는 변수 하나를 결정한다. 그리고 결정된 변수로 용출 용액을 제조하여 다음 용출실험을 수행하여 또다른 변수를 결정한다. 이와 같이 차례대로 최대 Au 용출율이 얻어지는 변수들을 결정하였다. 염소-차아염소산 용출실험은 소성정광을 이용하였다. 삼각 플라스크에 5% NaClO (sodium hypochlorite) 용액과 35% HCl (hydrochloride) 용액을 비율별로 혼합하여 75 ml 용출 용액을 조성하고 소성정광 0.75 g (200 mesh)을 첨가하였다. 염산과 차아염소산나트륨 비율은 각각 3 : 1, 2 : 1, 1.5 : 1, 1 : 2, 1 : 1로 혼합하여 상온(25℃)에서 용출실험을 수행하였다. 용출실험이 진행되는 동안 용출액 1 ml를 시간별로 채취하여 AAS에서 Au와 Ag 함량을 측정하였다. Au 최대 용출율(%)이 나타나는 염산과 차아염소산나트륨 비율을 선택하여 NaCl 농도별로 용출실험을 수행하였다. Au 용출량(%)이 최대로 나타나는 NaCl 농도를 결정한 후, 온도 증가에 따른 용출율(%)을 결정하였다. 온도에 따른 용출실험은 25, 35, 45, 55, 65℃의 hot plate에서 150분 동안 150 rpm의 교반속도로 용출실험을 수행하였다. 광액농도에 따른 용출실험은 광액 농도 1, 2, 3, 5, 10%(w/v)로 하였다. 용출실험 전 과정은 흡후드(fume hood) 안에서 수행하였다.

분석방법

소성정광 0.75 g (200 mesh)을 heating block에

서 70℃로 왕수로 1시간 동안 분해하였다. 왕수 분해 용액을 10배로 희석하고 0.45 μm 여과지로 여과하여 원자흡광기(atomic absorption spectrophotometry, AAS, AA-7000, Shimadzu, Japan)로 Au와 Ag 함량을 측정하였다. 왕수분해 효과를 알아보기 위하여 왕수분해 잔유물을 XRD (X-ray diffraction, Rigaku, Geigerflex D/max rA)분석하였다. Ag는 왕수에 잘 용해되지 않으므로 소성정광 0.75 g을 heating block에서 질산으로 분해하였다. 왕수분해는 중복으로 수행하였고 결과 값은 평균으로 나타냈다. 용출실험에서 채취된 용출액 1 ml를 10배로 희석하였고 0.45 μm 여과지로 여과하여 원자흡광분석기로 Au와 Ag 함량을 측정하였다. 실험이 종료된 용출액에서 고체 잔류물을 Whatman No.1 여과지로 여과하여 채취하였으며, 여러 차례 증류수로 세척하고 105℃ 건조기에서 건조하였다. 고체 잔류물의 XRD분석은 상대강도(intensity)를 고정하여 실시하였다.

결과 및 고찰

소성정광의 왕수분해 및 질산분해

소성정광 0.75 g을 왕수분해한 결과 Au가 180.5 mg/kg, Ag가 546.15 mg/kg으로 측정되었다. 동일한 정광 0.75 g을 질산으로 분해한 결과 Ag는 1011.82 mg/kg이었다. 왕수보다 질산 분해가 약 465.67 mg/kg의 Ag를 더 용출시켰으며, 약 46.02%의 Ag를 더 얻은 셈이다.

염산-차아염소산나트륨 비율에 따른 gold-silver 용출율

염산-차아염소산나트륨 비율을 각각 3 : 1, 2 : 1, 1.5 : 1, 1 : 1, 1 : 2로 혼합하여 소성정광 0.75 g에 대하여 용출실험을 상온에서 15분 동안 수행하였다(그림 1). Au 용출율은 왕수분해 함량으로, 그리고 Ag 용출율은 질산분해 함량으로 계산하였다. 3 : 1 비율에서 Au가 64% 용출되었고, 2 : 1 비율에서 61%, 1.5 : 1 비율에서 75%, 1 : 1 비율에서 52%, 그리고 1 : 2 비율에서 Au가 58% 용출되었다. 혼합 비율 1.5 : 1에서 가장 많은 Au (135.64 mg/kg)가 용출되었다. 이들 혼합비율 실험에서, 용출시간 약 5분 이내에 Au 용해가 모두 완료되었다 (Hilson and Monhemius, 2006). Ag는 혼합비율

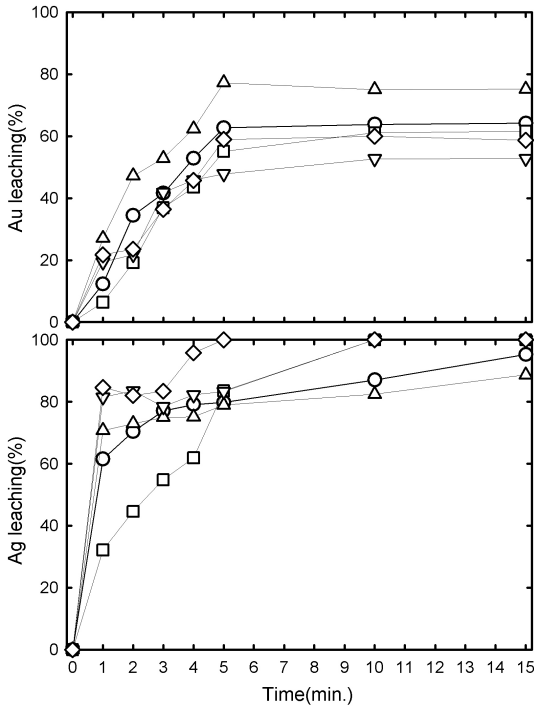


Fig. 1. The leaching of gold and silver from the roasted concentrate at 25°C. hydrochloride acid to sodium hypochlorite ratio = ○; 3 : 1, □; 2 : 1, △; 1.5 : 1, ▽; 1 : 1, ◇; 1 : 2.

3 : 1에서 95%, 2 : 1에서 100%, 1.5 : 1에서 88%, 1 : 1에서 100%, 1 : 2에서 100%가 용출되었다. 혼합비율 용출실험 결과에서, 그리고 Almeida and Amarante (1995)가 지적한 바와 같이 염산과 차아염소산나트륨 용출용액은 Au보다는 Ag를 더 효과적으로 용출시키는 것으로 나타났다.

NaCl 농도에 따른 Au-Ag 용출율

Au 용출율이 가장 높게 나타나는 용출 용액의 조성은 염산 : 차아염소산나트륨 비율이 1.5 : 1일 때이다. 이 혼합 비율에 NaCl 농도를 각각 0.1, 0.5, 1.0, 2.0, 3.0 M로 조제하였다. 이 혼합 용액으로 용출실험을 15분 동안 수행한 결과, 0.1 M NaCl 농도에서 Au가 71%, 0.5 M에서 76%, 1.0 M에서 81%, 2.0 M에서 67%, 3.0 M에서 53%가 용출되었다(그림 2). NaCl 농도 1.0 M에서 Au 최대 용출량 147.56 mg/kg을 얻었다.

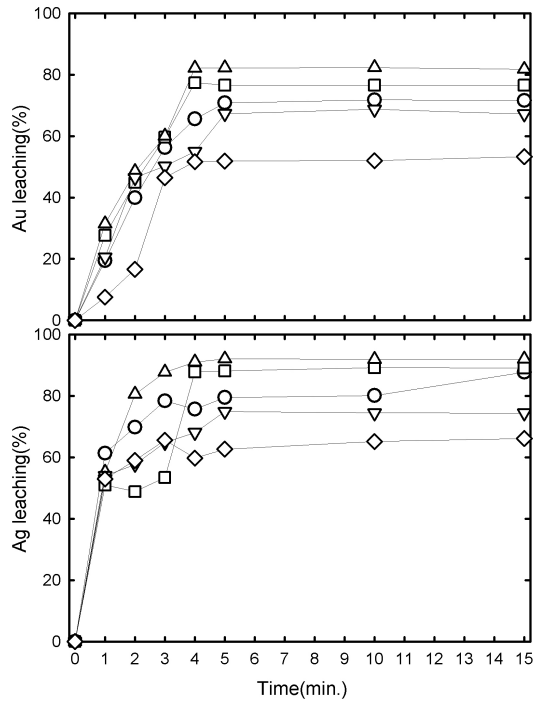


Fig. 2. The leaching of gold and silver from the roasted concentrate at 25°C (hydrochloride acid to sodium hypochlorite ratio=1.5:1). NaCl concentration = ○; 0.1 M, □; 0.5 M, △; 1.0 M, ▽; 2.0 M, ◇; 3.0 M.

온도증가에 따른 Au-Ag 용출율

염산과 차아염소산나트륨의 비율을 1.5 : 1로 혼합하고, 그리고 NaCl 1.0 M을 첨가하여 용출용액을 제조하여 용출실험을 온도별로 수행하였다(그림 3). 25°C에서 Au가 81% 용출되었고, 35°C에서 82%, 45°C에서 96%, 55°C에서 97%, 그리고 65°C에서 100%가 용출되었다. 용출온도가 증가하면 Au 용출이 증가하였다. Ag의 용출율은 25°C에서 91%, 35°C에서 75%, 45°C에서 76%, 55°C에서 86%, 그리고 65°C에서 91%가 용출되었다.

광액농도에 따른 Au-Ag 용출율

염산과 차아염소산나트륨 비율이 1.5 : 1, NaCl 농도가 1.0 M인 용출용액으로 광액농도에 따른 용출실험을 65°C에서 수행하였다(그림 4). 광액농도 1%에서 Au가 100% 용출되었고, 광액농도 2%에

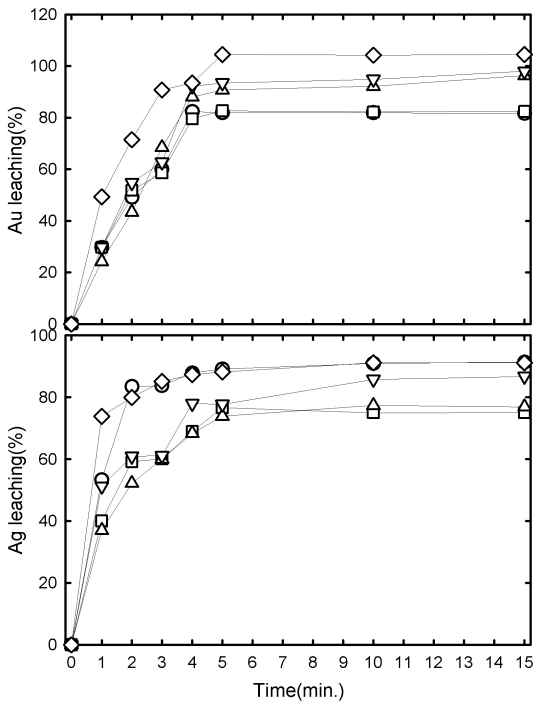


Fig. 3. The leaching of gold and silver from the roasted concentrate at under various temperature conditions (hydrochloride acid to sodium hypochlorite ratio = 1.5 : 1, NaCl concentration = 1.0 M). temperature ○; 25°C, □; 35 °C, △; 45°C, ▽; 55°C, ◇; 65°C.

서 80%, 광액농도 5%에서 56%, 광액농도 10%에서 65%, 그리고 광액농도 15%에서 34%의 Au가 용출되었다. 광액농도가 증가하면 Au 용출율이 감소하였다. Ag는 광액농도가 1%에서 91%, 2%에서 68%, 5%에서 49%, 10%에서 30%, 그리고 15%에서 18%가 용출되었다. Ag 역시 광액농도가 증가하면 용출율이 감소하였다.

왕수분해 및 용출 잔유물에 대한 XRD분석

정광, 소성정광, 소성정광을 왕수로 분해한 잔유물, 염산 : 차아염소산나트륨 비율을 1.5 : 1로 혼합한 용액으로 상온에서 15분 동안 용출실험(상온)을 수행한 잔유물, 염산 : 차아염소산나트륨 혼합비율 1.5 : 1, NaCl 농도 1 M의 용출용액으로 용출실험(상온)을 수행한 잔유물, 그리고 염산 : 차아염소산나트륨 혼합비율 1.5 : 1, NaCl 농도 1 M의 용출용액으로 60°C로 용출실험을 수행한 잔유물에 대해

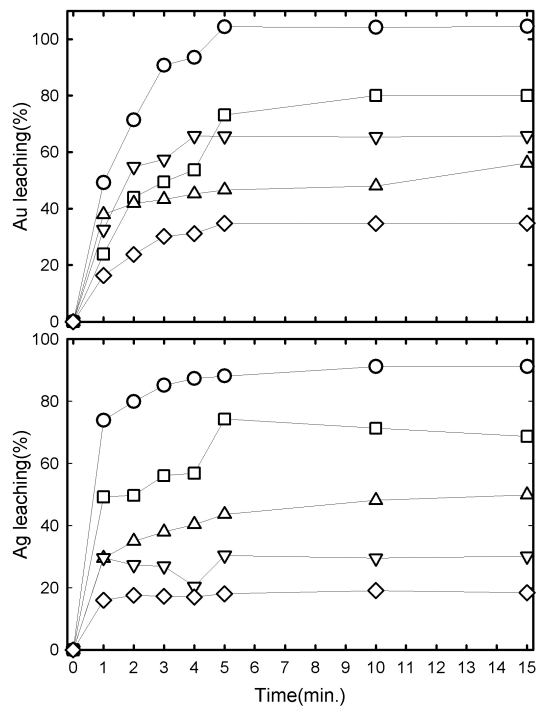


Fig. 4. The leaching of gold and silver from the roasted concentrate at under various pulp density conditions (hydrochloride acid to sodium hypochlorite ratio = 1.5 : 1, NaCl concentration = 1.0 M, temperature; 65°C). Pulp density ○; 1%, □; 2%, △; 5%, ▽; 10%, ◇; 15%.

여 각각 XRD분석을 수행하였다. 이들 잔유물에 대하여 XRD분석을 수행한 이유는 왕수분해 및 염소-차아염소산 용출용액의 분해 능력을 파악하기 위해서이다. 자연 정광에서 석영과 황철석이 관찰되었다(그림 5a). 정광을 650°C에서 소성시킨 결과 석영과 적철석이 관찰되었다(그림 5b). 황화광물의 황철석이나 자류철석을 650°C에서 소성시키면 자류철석을 거쳐 최종적으로 적철석으로 변환된다 (Filmer, 1982). 소성정광을 70°C 왕수로 1시간 분해한 잔유물에서 석영과 백운모가 관찰되었다(그림 5c). 석영이 왕수에 분해되지 않기 때문에 석영 속에 존재하는 gold는 용출되지 않았을 것이다(Potts, 1987). 그림 5d는 염산 : 차아염소산나트륨 혼합비율 1.5 : 1 용액으로 15분 동안 상온에서 용출시킨 잔유물이다. 석영과 적철석이 관찰되었다. 단순히 염산 : 차아염소산나트륨 혼합비율 1.5 : 1로는 적철석이 분해되지 않음을 확인하였다. 염산 : 차아염소

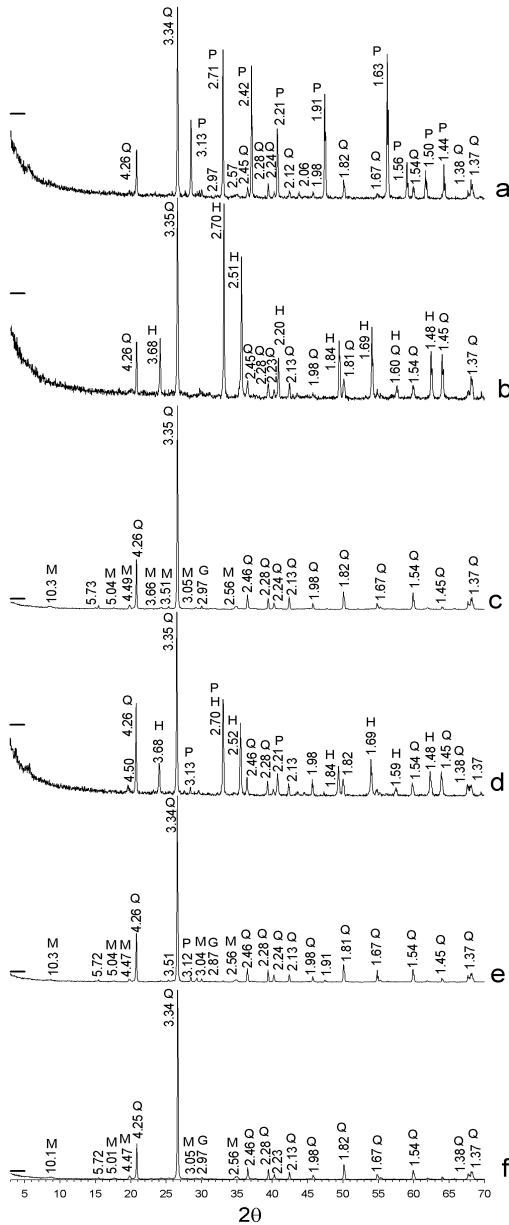


Fig. 5. XRD patterns of concentrate and solid residual (a; raw concentrate, b; roasted concentrate, c; residue by aqua regia at 70°C for 1 hr., d; residue by sodium hypochlorite to hydrochloride mixture ratio 1.5:1 solution at 25°C, e; residue by sodium hypochlorite to hydrochloride mixture ratio 1.5:1 and NaCl concentrate 1 M solution at 25°C, f; residue by sodium hypochlorite to hydrochloride mixture ratio 1.5:1 and NaCl concentrate 1M solution at 65°C. H; hematite, M; muscovite, P; pyrite, Q; quartz).

산나트륨 혼합비율 1.5 : 1와 NaCl 농도 1 M 용액으로 상온에서 15분 동안 용출실험을 수행한 잔유물에서 석영과 백운모가 관찰되었다(그림 5e). NaCl을 1 M 첨가하자 소성정광의 적철석이 완전히 분해된 것이다. 그러나 염소:차아염소산나트륨 혼합비율 1.5 : 1와 NaCl 농도 1 M 용액으로 65°C에서 15분 동안 용출실험을 수행하였지만 석영과 백운모가 분해되지 않았다(그림 5f). 석영은 산화력이 강한 왕수 혹은 염소-차아염소산 용액으로도 분해되지 않으므로 석영 속에 함유된 gold는 회수하지 못한 것이다.

고 찰

정광을 XRD 분석한 결과 석영과 황철석으로 확인되었다. 정광을 650°C에서 소성시킨 후 XRD 분석한 결과 석영과 적철석이 관찰되었다. 소성에 의하여 황철석이 모두 적철석으로 변환되었지만 석영은 변환되지 않았다. 정광에 함유된 황철석이 소성에 의하여 자류철석으로, 그리고 최종적으로 적철석으로 변환된 것이다(Robinson, 1988). 이 적철석은 다공질상으로 변환되고 공극율이 증가되기 때문에 시안 혹은 염소-차아염소산 용액이 쉽게 침투한다. 따라서 소성과정을 거치면 Au 용출율이 향상된다(Aylmore, 2001). 소성정광을 왕수로 분해한 잔유물에 대하여 XRD 분석한 결과 석영과 백운모가 관찰되었다. 석영이 왕수에 분해되지 않는 것을 확인하였으며, 만약 gold가 정광 속의 석영 속에 함유되어 있다면 왕수로 분해하지 못한 것이다. 특히 본 정광에 함유된 gold는 비가시성 금 형태로 존재하기 때문에 더 미립자로 분쇄하여야 gold가 왕수에 용출될 것이다(Harris, 1990). 또한 Au 용출율이 100%인 염소-차아염소산 용액의 잔유물에서 석영과 백운모가 존재하는 것을 XRD로 확인하였다. 따라서 함유석영맥의 석영에 존재하는 Au는 염소-차아염소산으로 용출시키지 못한 것으로 사료된다.

염소-차아염소산 용출용액으로 다양한 인자에 대하여 용출실험을 수행한 결과 대부분 약 5분 이내로 용출이 완료되었다. 이 반응속도는 시안(cyanide)의 반응속도 24시간보다 빠르고 티오요소(thiourea) 반응속도 약 15분보다 빠르다(Hilson and Monhemius, 2006). 이와 같이 반응속도가 빠른 이유는 염소(Cl_2), 차아염소산 이온인 ClO^- 혹은 차아염소산염(hypochlorous acid) HClO 가 현장

(in situ)에서 격렬하게 생성되기 때문이다(Baghalha, 2007). 이와 같은 효과는 온도가 증가하면 이들 이온들이 더 빠르게 증가하기 때문에 용출온도가 증가함에 따라 Au 용출율이 증가하였다. 따라서 65 °C 온도에서 Au 용출율이 100%에 이른 것은 이 같은 효과에 의한 결과로 사료된다. 그러나 비록 Au 용출율이 100%에 도달되었지만 석영 속에 존재하는 gold는 용출시키지 못한 것이다. 결국 합금 석영맥의 석영에 함유되는 Au는 손실된다는 의미이다. 그러므로 석영에 함유된 gold를 회수하기 위해서는 정광을 더 작은 입자로 미분쇄하거나 고압산화(high-pressure oxidation)로 처리해야 할 것으로 사료된다.

결 론

부선정광을 650 °C로 소성시키자 황철석은 모두 적철석으로 변환되었지만 석영은 변환되지 않았다. 소성정광에 단순히 염산 : 차아염소산나트륨을 1.5 : 1 비율로 혼합한 경우 Au가 75% 용출되었지만 NaCl을 1 M 첨가하자 Au 용출율이 81%로 증가되었다. 그리고 광액농도를 1%로 적용하고, 그리고 온도를 65 °C 증가시켜 용출실험을 수행하자 Au 용출율이 100%에 도달되었다. 염소-차아염소산 용액을 소성정광에 적용한 결과 gold와 silver가 매우 빠른 반응과 높은 용출율을 보였다. 특히 염소-차아염소산이 저항성 금 광석으로부터 Au와 Ag를 상대적으로 덜 유해하게 용출시킬수 있는 용매제임을 확인하였다. 그러나 왕수 및 Au 용출율이 100%인 잔유물에서 석영이 존재하는 것을 XRD분석으로 확인하였다. 석영에 함유된 gold는 왕수는 물론 염소-차아염소산으로도 용출시키지 못하고 손실될 것이다. 따라서 석영 속에 존재하는 Au를 회수하기 위해서는 정광을 더 미분쇄하거나 더 강력한 용매제를 적용해야 할 것이다.

사 사

이 논문은 2012년 지식경제부 자원개발특성화대학사업에 의해 지원되었음.

참고문헌

Almeida, M.F. and Amarante, M.A. (1995) Leaching of a silver bearing sulphide by-product with cyanide, thiourea and chloride solutions. *Miner. Eng.*, 8, 257-271.

Aylmore, M.G. (2001) Treatment of a refractory gold-copper sulfide concentrate by copper ammoniacal thiosulfate leaching. *Miner. Eng.*, 14, 615-637.

Baghalha, M. (2007) Leaching of an oxide gold ore with chloride/hypochlorite solutions. *Int. J. Miner. Process*, 82, 178-186.

Curreli, L., Ghiani, M., Surracco, M., and Orru, G. (2005) Beneficiation of a gold bearing energite ore by flotation and As leaching with Na-hypochlorite. *Miner. Eng.*, 18, 849-854.

Filmer, A.O. (1982) The dissolution of gold from roasted pyrite concentrate. *J. S. Afr. I. Min. Metall.*, March, 90-94.

Harris, D.C. (1990) The mineralogy of gold and its relevance to gold recoveries, *Miner. Deposita*, 25, S3-S7.

Herreros, O., Quiroz, R., Manzano, E., Bou, C., and Vinals, J. (1998) Copper extraction from reverberatory and flash furnace slags by chlorine leaching. *Hydrometallurgy*, 49, 87-101.

Hilson, G. and Monhemius, A.J. (2006) Alternative to cyanide in the gold mining industry: what prospects for the future?. *J. Clean. Prod.*, 14, 1158-1167.

Ikiz, D., Gulfen, M., and Aydin, A.O. (2006) Dissolution kinetics of primary chalcopryrite ore in hypochlorite solution. *Miner. Eng.*, 19, 972-974.

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. *Metall. Mater. Trans. B.*, 32B, December, 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. *Russ. J. Appl. Chem.*, 77, 1573-1592.

Lehmann, M.N., O'leary, S., and Dunn, J.G. (2000) An evaluation of pretreatment to increase gold recovery from a refractory ore containing arsenopyrite and pyrrhotite, *Miner. Eng.*, 13, 1-18.

Maddox, L.M., Bancroft, G.M., Scaini, M.J., and Lorimer, J.W. (1998) Invisible gold: comparison of Au deposition on pyrite and arsenopyrite. *Am. Miner.*, 83, 1240-1245.

Nam, K.S., Jung, B.H., An, J.W., Ha, T.J., Taan, T., and Kim, M.J. (2008) Use of chloride-hypochlorite leachants to recover gold from tailing. *Int. J. Miner. Process*, 86, 131-140.

Padilla, R., Giron, D. and Ruiz, M.C. (2005) Leaching of enargite in H₂SO₄-NaCl-O₂ media. *Hydrometallurgy*, 80, 272-279.

Pangum, L.S. and Browner, R.E. (1996) Pressure chlor-

- ide leaching of a refractory gold ore. *Miner. Eng.*, 9, 457-556.
- Potts, P.J. (1987) A handbook of silicate rock analysis. Blackie., 622p.
- Prasad, M.S., Mensah-Biney, R., and Pizarro, R.S. (1991) Modern trends in gold processing-overview. *Miner. Eng.*, 4, 1257-1277.
- Puvvada, G.V.K. and Murthy, D.S.R. (2000) Selective precious metals leaching from a chalcopyrite concentrate using chloride/hypochlorite media. *Hydrometallurgy.*, 58, 185-191.
- Robinson, J.J. (1988) The extraction of gold from sulphidic concentrates by roasting and cyanidation. *J. S. Afr. I. Metall.*, 88, 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. *Anal. Chim. Acta*, 436, 69-77.
- Vaughan, J.P. (2004) The process mineralogy of gold: the classification of ore types. *JOM.*, July, 46-48.
- 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. *Can. Mineral.*, 36, 1361-1372.
-
- 접수일(2012년 8월 13일), 수정일(1차 : 2012년 9월 24일),
게재확정일(2012년 9월 25일), 책임편집위원 : 노 열