

ABSTRAK

Bijih tembaga sulfida adalah jenis mineral tembaga yang paling melimpah ditemukan pada bagian kerak bumi. Berbagai metode telah dilakukan untuk dapat mengekstraksi tembaga dari bijih sulfida, antara lain dengan melakukan konsentrasi untuk dilakukan proses ekstraksi pirometalurgi dan kamundian dengan proses *electro-refined*. Proses tersebut menyebabkan pencemaran lingkungan udara akibat gas hasil pembakaran, disisi lain biaya operasional yang sangat tinggi. Oleh karenanya, jalur pelindian hidrometalurgi tembaga adalah opsi yang bisa dipilih untuk proses ekstraksi bijih sulfida karena dinilai lebih ekonomis dan ramah lingkungan. Pelindian bijih tembaga sulfida dengan asam sulfat (H_2SO_4) telah diaplikasikan dalam skala industri. Akan tetapi proses pelindian bijih tembaga sulfida terutama jenis *chalcopyrite* memiliki *recovery* yang rendah akibat adanya lapisan pasivasi yang bersifat inert pada permukaan bijih tembaga *chalcopyrite*. Lapisan pasivasi tersebut menjadi faktor utama yang menghambat proses pelindian. Berbagai penelitian telah dilakukan untuk menghilangkan sifat pasivasi pada permukaan bijih sehingga dapat meningkatkan *recovery* Cu, antara lain dengan mereaksikan bijih *chalcopyrite* dengan unsur oksidatif seperti *ferric* (Fe^{3+}) yang dapat meningkatkan nilai potensial reduksi (Eh) pelindian dan ion *chloride* (Cl^-) yang dapat meningkatkan laju difusi permukaan karena sifat ion *chloride* yang korosif. Pada penelitian kali ini dilakukan proses pelindian dengan penambahan *ferric sulfate* $Fe_2(SO_4)_3$ dan *sodium chloride* (NaCl). Variasi penambahan *ferric sulfate* dan *sodium chloride* pada penelitian ini 0, 5, 10 dan 15 gram berat keduanya atau dengan konsentrasi 0, 2, 4 dan 6 g/L *chloride*. Pelindian agitasi dilakukan selama 72 jam dengan *raffinate* sebagai reagen pelindi. Pengambilan sampel dilakukan sebanyak 12 kali interval untuk mengetahui *recovery* setiap interval. Analisis kadar logam terlarut dilakukan dengan menggunakan *Atomic Adsorption Spectrophotometry* (AAS). Hasil penelitian yang telah dilakukan diperoleh variabel penambahan *sodium chloride* (NaCl) memiliki *recovery* Cu secara berturut-turut sebesar 88%, 80% dan 64% sementara pada penambahan *ferric sulfate* *recovery* Cu secara berturut-turut sebesar 78%, 79%, dan 84%, dari hasil tersebut didapatkan *recovery* Cu yang paling optimal adalah dengan konsentrasi 2 g/L *chloride* (Cl^-) yaitu 88% *recovery* Cu, lebih besar dibandingkan dengan variabel yang lainnya. Analisis kinetika dengan metode *shrinking core model* (SCM) didapatkan laju pengendali reaksi pada pelindian dengan menambahkan *ferric sulfate* dan *sodium chloride* adalah melalui lapisan pasif tidak bereaksi.

Kata kunci: *Chalcopyrite*, Pasivasi, *Ferric Sulfate*, *Sodium Chloride*

ABSTRACT

Copper sulfide ore is the most abundant type of copper mineral found in the earth's crust. Various methods have been carried out to be able to extract copper from sulfide ores, including concentration for pyrometallurgical and kamundian extraction processes with electro-refined processes. The process causes pollution to the air environment due to combustion gases, while the operational costs are very high. Therefore, the copper hydrometallurgical leaching route is a viable option for the extraction of sulfide ores as it is more economical and environmentally friendly. Copper sulfide ore leaching with sulfuric acid (H_2SO_4) has been applied on an industrial scale. However, the leaching process of copper sulfide ore, especially the chalcopyrite type, has a low recovery due to the presence of an inert passivation layer on the surface of chalcopyrite copper ore. The passivation layer is the main factor that hinders the leaching process. Various studies have been conducted to remove the passivation properties on the ore surface so as to increase Cu recovery, including by reacting chalcopyrite ore with oxidative elements such as ferric (Fe^{3+}) which can increase the leaching reduction potential (E_h) value and chloride ions (Cl^-) which can increase the surface diffusion rate due to the corrosive nature of chloride ions. In this study, the leaching process was carried out with the addition of ferric sulfate $Fe_2(SO_4)_3$ and sodium chloride ($NaCl$). Variations in the addition of ferric sulfate and sodium chloride in this study were 0, 5, 10 and 15 grams of both by weight or with concentrations of 0, 2, 4 and 6 g/L chloride. Agitation leaching was carried out for 72 hours with raffinate as the leaching reagent. Sampling was carried out at 12 intervals to determine the recovery at each interval. Analysis of dissolved metal content was carried out using Atomic Adsorption Spectrophotometry (AAS). The results of the research that have been carried out obtained the variable addition of sodium chloride ($NaCl$) has a Cu recovery of 78%, 79% and 84% respectively, while in the addition of ferric sulfate Cu recovery is 67%, 80% and 88% respectively, from these results the most optimal Cu recovery is obtained with a concentration of 2 g/L chloride (Cl^-) which is 88% Cu recovery, greater than the other variables. Kinetic analysis with the shrinking core model (SCM) method found that the rate of reaction control in leaching by adding ferric sulfate and sodium chloride is through the passive unreacted layer.

Keywords: Chalcopyrite, The passivation, Ferric Sulfate, Sodium Chloride