



УКРАЇНА

ДЕРЖАВНЕ  
ПАТЕНТНЕ  
ВІДОМСТВО(19) UA (11) 26719 (13) C1  
(51) C 22 B 3/00; B 01 F 13/02ОПИС ДО ПАТЕНТУ  
НА ВІНАХІД

(54) СПОСІБ ОДЕРЖАННЯ МЕТАЛІВ З МІНЕРАЛІВ ТА ПРИСТРІЙ ДЛЯ ЙОГО ЗДІЙСНЕННЯ

1

(21) 94129208  
(22) 25.06.93  
(24) 12.11.99  
(31) PL3172  
(32) 26.06.92  
(33) AU  
(86) PCT/AU93/00311 (25.06.93)  
(46) 12.11.99. Бюл. № 7  
(56) Патент США № 4171250, опубл. 1979.  
(72) Еверетт Пітер Кеннет (AU)  
(73) ІНТЕК ПТІ. ЛТД (AU)  
(57) 1. Способ получения металлов из минералов, при котором осуществляют подачу минерала на выщелачивание и подачу электролита для взаимодействия минерала с электролитом, электролиз электролита после выщелачивания для получения металлов, повышение окислительного потенциала электролита, вышедшего из процесса электролиза и возвращение электролита на выщелачивание минерала, **отличающийся** тем, что выщелачивание минерала осуществляют в зоне сильного окислительного потенциала процесса выщелачивания и в зоне слабого окислительного потенциала процесса выщелачивания, через которые из зоны сильного окислительного потенциала перемещают электролит, подачу минерала на выщелачивание осуществляют в зону слабого окислительного потенциала процесса выщелачивания, причем по меньшей мере некоторые или каждый из выщелачиваемых металлов находятся в состоянии с низкой валентностью окисления, а на электролиз направляют электролит, покидающий зону слабого окислительного потенциала процесса выщелачивания и после повышения окислительного потенциала электролита, вышедшего

2

из процесса электролиза, его возвращают в зону сильного окислительного потенциала процесса выщелачивания, причем по мере прохождения электролита от зоны сильного окислительного потенциала к зоне слабого окислительного потенциала окислительный потенциал электролита понижают до уровня значения потенциала перед электролизом.

2. Способ по п.1, **отличающийся** тем, что окислительный потенциал электролита понижают за счет контакта электролита с окисляющимся веществом в противотоке при прохождении электролита от зоны сильного окислительного потенциала к зоне слабого окислительного потенциала.

3. Способ по п.2, **отличающийся** тем, что в качестве окисляющего вещества используют минерал, подаваемый на выщелачивание, а электролит непрерывно взаимодействует с минералом, который перемещают от зоны слабого окислительного потенциала процесса выщелачивания к зоне сильного окислительного потенциала процесса выщелачивания.

4. Способ по п.3, **отличающийся** тем, что в электролит вводят два или более галогенидов и повышение окислительного потенциала производят, образуя одно или более комплексных галогенидных соединений, которые вызывают дальнейшее выщелачивание одного или более металлов из минерала, проходящего через зону сильного окислительного потенциала процесса выщелачивания.

5. Способ по любому из пп.1-3, **отличающийся** тем, что в электролит вводят хлорид и растворенную медь, которая находится главным образом в двухвалентном состоянии при поступлении

(19) UA (11) 26719 (13) C1

электролита в зону сильного окислительного потенциала и главным образом в одновалентном состоянии при удалении электролита из зоны слабого окислительного потенциала.

6. Способ по п.4, отличающийся с тем, что в электролит вводят растворенную медь в зоне сильного окислительного потенциала, и зона сильного окислительного потенциала содержит зону выщелачивания комплексными галогидными соединениями, в которую подают электролит, возвращаемый из процесса электролиза, и в которой происходит окончательное выщелачивание минерала перед его удалением из процесса выщелачивания, и зону аэрации, через которую пропускают и аэрируют электролит из зоны сильного окислительного потенциала и через которую перемещают частично выщелоченный минерал из зоны слабого окислительного потенциала для дальнейшего выщелачивания перед его подачей в зону сильного окислительного потенциала, причем в зоне аэрации осаждают ранее выщелоченное железо, если оно присутствует в составе минерала, и/или окисляют по меньшей мере часть одновалентной меди до двухвалентной.

7. Способ по любому из пп.1-6, отличающийся с тем, что электролит после отбора из зоны слабого окислительного потенциала перед подачей на электролиз подвергают очистке, предусматривающей удаление из электролита любых примесей, и/или удаление определенного металла или металлов, которые могут загрязнить конкретный или каждый металл, получаемый на стадии электролиза.

8. Способ по п.7, отличающийся с тем, что удаление определенного металла или металлов, которые могут загрязнить конкретный или каждый металл, получаемый на стадии электролиза, осуществляют путем увеличения pH электролита до уровня, достаточного для сохранения конкретного или каждого металла в растворе, но вызывающего осаждение по меньшей мере некоторого количества определенного металла или металлов, которые затем отделяют от электролита.

9. Способ по любому из пп.1-6, отличающийся с тем, что при электролизе электролита после выщелачивания получают один или несколько металлов в одном или нескольких электролизерах, причем конкретный или каждый электролизер содержит диафрагму, отделяющую катод от анода, и конкретный

или каждый металл получают на катоде данного электролизера, причем из электролита получают католит на катодной стороне электролизера и анолит на анодной стороне электролизера, и по меньшей мере часть католита подают в анолит либо непосредственного через диафрагму или в обход нее, либо опосредованно через один или несколько последующих электролизеров.

10. Способ по п.9, отличающийся с тем, что электролиз электролита ведут в электролизере, в котором диафрагма выполнена из материала, не содержащего пор, а католит подают в обход нее.

11. Способ по п.9, отличающийся с тем, что электролиз электролита после выщелачивания производят в нескольких сгруппированных электролизерах, в которых католит и анолит текут параллельно или противоточно, и в случае противоточного движения по меньшей мере часть католита данного электролизера подают в последующий электролизер, образуя по меньшей мере часть католита последнего, а по меньшей мере часть анолита этого последующего электролизера возвращают в данный электролизер, образуя по меньшей мере часть анолита данного электролизера, а в случае параллельного движения по меньшей мере часть католита данного электролизера подают в последующий электролизер, образуя по меньшей мере часть католита последнего, и по меньшей мере часть анолита данного электролизера подают для образования по меньшей мере части анолита последующего электролизера, при этом часть католита первого электролизера из нескольких является электролитом из зоны слабого окислительного потенциала, и по меньшей мере часть электролита, подаваемого в зону сильного окислительного потенциала, является либо анолитом, взятым из первого электролизера, когда в нескольких электролизерах католит и анолит текут противоточно, либо анолитом, взятым из последнего электролизера, когда католит и анолит текут параллельно.

12. Способ по п.11, отличающийся с тем, что если католит и анолит текут противоточно, то по меньшей мере часть католита из последнего электролизера подают для образования анолита последнего электролизера, а если католит и анолит текут параллельно, по меньшей мере часть католита последнего электролизера

подают для образования анолита первого электролизера.

13. Способ по п.11, отличающийся тем, что подаваемый в каждый электролизер электролит очищают, удаляя любые имеющиеся в нем примеси и любой металл или металлы, которые могут загрязнить конкретный или каждый получаемый в электролизере металл.

14. Способ по любому из пп.11-13, отличающийся тем, что минерал, подаваемый на выщелачивание, содержит Ni, Pb и Zn, и в одном из нескольких электролизеров получают Ni, в другом электролизере получают Pb или Pb/Zn и в еще одном электролизере получают Zn.

15. Способ по п.14 в случае его зависимости от п.13, отличающийся тем, что при получении никеля электролит в процессе предварительной очистки пропускают через частицы никеля, при получении свинца электролит в процессе предварительной очистки пропускают через частицы свинца, при получении цинка электролит в процессе предварительной очистки пропускают через частицы цинка.

16. Способ по п.5, отличающийся тем, что минерал, подаваемый на выщелачивание, содержит медь в виде сульфида, и при перемещении минерала в процессе выщелачивания осаждают элементарную серу, которую затем удаляют вместе с выщелоченным минералом, отбираемым из процесса выщелачивания.

17. Способ по пп.5, 6 или 16, отличающийся тем, что зона слабого окислительного потенциала содержит зону растворенной меди, в которой по меньшей мере часть меди переводят в растворенный вид, и зону осаждения меди, в которой по меньшей мере часть растворенной в электролите меди любого вида осаждают и смешивают с любым минералом, поданным на выщелачивание, а полученную смесь противоточно перемещают в процессе выщелачивания относительно электролита, подаваемого из зоны сильного окислительного потенциала сначала в зону растворенной меди, а затем в зону осаждения меди к минералу, подаваемому на выщелачивание, либо как в зону растворенной меди, так и в зону осаждения меди, либо в одну из этих зон.

18. Способ по п.17, отличающийся тем, что окислительный потенциал в зоне растворенной меди поддерживают большим, чем окислительный потенциал в зоне осаждения меди.

19. Способ по п.16 или 17, отличающийся тем, что при электро-

лизе получают медь по меньшей мере в одном электролизере и электролит подают в электролизер меди или из зоны слабого окислительного потенциала, а когда зона слабого окислительного потенциала содержит зону растворенной меди и зону осаждения меди, то электролит подают из зоны растворенной меди.

20. Способ по п.7, отличающийся тем, что если по меньшей мере одна из примесей является серебром и удаление из электролита любых примесей является процессом существенно полного удаления серебра из электролита - хлорида одновалентной меди, то электролит подают в электролизер, содержащий катод и медный анод, в электролизер добавляют растворимую ртуть и ведут электролиз полученного раствора с образованием на катоде амальгамы Cu/Hg/Ag.

21. Способ по п.20, отличающийся тем, что амальгаму удаляют и растворяют в растворе окислителя, раствор разбавляют для осаждения серебра в виде его хлорида и хлорид серебра отделяют от остального раствора.

22. Способ по п.20, отличающийся тем, что электролиз ведут при катодном токе малой плотности.

23. Способ по п.20, отличающийся тем, что электролиз ведут в электролизере, в котором катод изготовлен из титана, а медный анод выполнен из отдельных элементов или гранул, расположенных в ячейках титановой сетки.

24. Способ по п.7, отличающийся тем, что если примеси включают определенный металл или металлы и удаление определенного металла или металлов, которые могут загрязнить конкретный или каждый металл, получаемый на стадии электролизера, является процессом существенно полного удаления определенного металла или металлов из электролита - хлорида одновалентной меди, имеющего pH преимущественно меньше 3,5, то pH электролита увеличивают вплоть до значения, находящегося между 6 и 6,5, или до значения, непосредственно предшествующего осаждению меди, причем увеличение pH производят поэтапно на несколько интервалов значения pH, лежащих между 3, 5 и упомянутым его значением, а каждый из интервалов значений соответствует точке, в которой один определенный металл или большее число определенных металлов осаждаются из электролита и после осаждения из электролита этого одного определенного металла или большего числа определенных

металлов их удаляют на каждом из интервалов значения pH.

25. Способ по п.24, отличающийся тем, что из электролита осаждают железо, мышьяк, сурьму, висмут, свинец, цинк, никель и двухвалентную медь.

26. Способ по п.24, отличающийся тем, что в раствор электролита добавляют растворимую соль двухвалентного железа, а pH увеличивают добавляя карбонат натрия  $\text{Na}_2\text{CO}_3$ .

27. Способ по п.19, отличающийся тем, что при очистке электролита после его отбора из зоны слабого окислительного потенциала и перед подачей электролита в электролизер меди практически полностью удаляют любые примеси, содержащиеся в электролите, и практически полностью удаляют определенный металл или металлы, которые могут загрязнять медь, получаемую в электролизере меди.

28. Способ по п.27, отличающийся тем, что минерал, подаваемый на выщелачивание, содержит в качестве определенного металла или металлов один или более металлов из ряда, содержащего Pb, Zn, As, Sb, Bi, Hg, Ag, Fe, и в процессе очистки на этапе практически полного удаления определенного металла или металлов, которые могут загрязнять медь, получаемую в электролизере меди, удаляют любое Ag и Hg, содержащиеся в электролите, как определено из пп.20-22, и/или практически полностью удаляют любой оставшийся определенный металл или металлы.

29. Способ по п.28, отличающийся тем, что перед этапом удаления любого Ag и Hg, содержащихся в электролите, как определено в любом из пп.20-22, электролит приводят в соприкосновение с металлической медью для восстановления содержащейся в растворе двухвалентной меди до одновалентной меди и для закрепления содержащегося в электролите серебра, уменьшая содержание серебра в электролите до 15 частей на миллион.

30. Способ по п.28, отличающийся тем, что на этапе удаления любого Ag и Hg, содержащихся в электролите, как определено в любом из пп.20-22, в качестве электролита используют раствор одновалентной меди, указанный в п.20, а в качестве раствора окислителя, указанного в п.21, используют часть анолита, возвращенного из электролизера меди, содержащей по меньшей мере некоторое количество двухвалентной меди.

31. Способ по п.28, отличающийся тем, что на этапе удаления любого Ag и Hg, содержащихся в электролите, как определено в любом из пп.20-22, любую не полностью удаленную Hg практически полностью удаляют за счет взаимодействия по меньшей мере части электролита от этапа удаления любого Ag и Hg, содержащихся в электролите, как определено в любом из пп.20-22, с металлической медью и последующего возвращения таким образом провзаимодействовавшего электролита на этап практически полного удаления любого оставшегося определенного металла или металлов.

32. Способ по п.16, отличающийся тем, что очистку электролита осуществляют в соответствии со способом, определенным в любом из пп.19-21 для практически полного удаления любого Ag и Hg, и/или в соответствии со способом, определенным в любом из пп.22-25 для практически полного удаления любого оставшегося металла или металлов из упомянутых металлов, которые могут загрязнять конкретный или каждый металл, получаемый в данном электролизере.

33. Способ по п.17, отличающийся тем, что осажденную медь, переносимую из зоны растворенной меди в зону сильного окислительного потенциала, последовательно выщелачивают, так что из минерала, удаляемого из процесса выщелачивания, медь практически полностью извлекается.

34. Способ по любому из пп.1-4 или 6, отличающийся тем, что возвращаемый в зону сильного окислительного потенциала электролит имеет окислительный потенциал (Eh) по отношению к стандартному электролизу из Ag/AgCl больше, чем +600 мВ.

35. Способ по п.34, отличающийся тем, что электролитом выщелачивают любое находящееся в подаваемом на выщелачивание минерале золото, после чего часть электролита удаляют из зоны сильного окислительного потенциала и извлекают из него золото за счет того, что электролит подают к слою активированного углерода, добавляют раствор со слабым окислительным потенциалом для уменьшения Eh до значения меньшего, чем +600 мВ (относительно электрода из Ag/AgCl) и соответствующего выделению золота из раствора и адсорбции его активированным углем, затем отделяют продукт углерод/золото от электролита, возвращают освобожденный от золота элект-

ролит в зону сильного окислительного потенциала и извлекают золото из продукта углерод/золото.

36. Способ по п.35, отличающийся тем, что в качестве раствора со слабым окислительным потенциалом используют отработанный католит, взятый из электролиза.

37. Устройство для получения металлов из минералов, содержащее по меньшей мере одну емкость для выщелачивания, приспособления для приема минерала и электролита, приспособления для отбора шлама и электролита, и по меньшей мере один электролизер, содержащий анод, катод и диафрагму, отделяющую катод от анода, и приспособления как для приема подаваемого от емкости проконтактировавшего с минералом электролита, так и для возвращения электролита в емкость, отличающееся тем, что приспособление для приема минерала установлено на емкости для выщелачивания в зоне слабого окислительного потенциала процесса выщелачивания, а приспособление для приема электролита установлено на емкости для выщелачивания в зоне сильного окислительного потенциала процесса выщелачивания, приспособление для отбора шлама установлено на емкости для выщелачивания в зоне сильного окислительного потенциала процесса выщелачивания, устройство снабжено приспособлением для перемещения электролита от зоны сильного окислительного потенциала процесса выщелачивания к зоне слабого окислительного потенциала процесса выщелачивания, а приспособление для отбора электролита установлено на емкости для выщелачивания в зоне слабого окислительного потенциала процесса выщелачивания.

38. Устройство по п.37, отличающееся тем, что оно дополнительно снабжено по меньшей мере одним устройством для очистки электролита, подключенным между емкостью для выщелачивания и электролизером.

39. Устройство по п.37, отличающееся тем, что емкость для выщелачивания выполнена в виде группы выщелачивающих емкостей, каждая из которых снабжена приспособлением для приема перемещаемого электролита, установленного в верхней ее части, и приспособлением для противоточного перемещения минерала, установленного в нижней ее части, причем приспособление для приема минерала установлено на первой выщелачивающей емкости, а приспособле-

ние для приема электролита установлено на последней из группы выщелачивающих емкостей.

40. Устройство по п.39, отличающееся тем, что каждая выщелачивающая емкость снабжена отстойником для приема перемещаемого минерала и перемещаемого электролита, и каждый отстойник снабжен приспособлением для перенесения электролита из верхней части отстойника в выщелачивающую емкость.

41. Устройство по п.39, отличающееся тем, что по меньшей мере одна выщелачивающая емкость снабжена приспособлением для подачи в нее воздуха для осуществления окислительного выщелачивания минерала.

42. Устройство по п.39, отличающееся тем, что по меньшей мере одна выщелачивающая емкость снабжена импеллером для перемешивания минерала.

43. Устройство по п.38, отличающееся тем, что каждый электролизер разделен на катодное отделение, содержащее один или более катодов, и приспособленное для получения католита, и анодное отделение, содержащее один или более анодов, и приспособленное для получения анолита, причем конкретный или каждый электролизер разделен либо пористой, либо не содержащей пор диафрагмой.

44. Устройство по п.43, отличающееся тем, что два или более электролизера объединены в группу и снабжены приспособлением для подачи католита из катодного отделения данного электролизера в катодное отделение последующего электролизера и приспособлением для подачи анолита из данного электролизера либо в анодное отделение последующего электролизера, либо в анодное отделение предыдущего электролизера.

45. Устройство по п.44, отличающееся тем, что оно дополнительно снабжено по меньшей мере одним дополнительным электролизером, подсоединенным параллельно к группе электролизеров, и приспособлением для подачи анолита от дополнительного одного или нескольких электролизеров в выщелачивающую емкость или емкости.

46. Устройство по п.45, отличающееся тем, что оно снабжено группой электролизеров для получения по меньшей мере Ni, Pb и Zn, и дополнительным электролизером или дополнительными электролизерами для получения по меньшей мере меди, если эти металлы содер-

жаты в подаваемом на выщелачивание минерале.

47. Устройство по п.43 или 45, отличающееся тем, что катод для использования в электролизерах выполнен из листа меди, в котором выполнены углубления для осаждения на них металла, а между углублениями прикреплены изоляторы.

48. Устройство по п.43 или 45, отличающееся тем, что конкретный или каждый катод выполнен из листа меди, в котором выполнены углубления для осаждения на них металла, а между углублениями прикреплены изоляторы.

49. Устройство по пп.43-45, отличающееся тем, что оно снабжено соответственно по меньшей мере одним устройством для очистки электролита, установленным перед конкретным или каждым электролизером.

50. Устройство по п.49, отличающееся тем, что конкретное или каждое устройство для очистки электролита снабжено очищающим электролизером, содержащим медный анод и катод, выполненный из нерастворимого в электролите материала.

51. Устройство по п.50, отличающееся тем, что конкретное или каждое устройство для очистки электролита снабжено очищающим электролизером для образования амальгамы Cu/Hg/Ag, в случае присутствия этих металлов в электролите очищающего электролизера, при этом катод очищающего электролизера выполнен из титановой сетки, преимущественно окружающей анод.

52. Способ получения металлов из минералов, при котором осуществляют подачу минерала на выщелачивание и подачу электролита для взаимодействия минерала с электролитом, отличающийся тем, что при выщелачивании из минерала одного или более металлов электролит с сильным окислительным потенциалом и кислотным pH подают в зону сильного окислительного потенциала процесса выщелачивания, а минерал подают в зону слабого окислительного потенциала процесса выщелачивания, электролит перемещают из зоны сильного окислительного потенциала процесса выщелачивания в зону слабого окислительного потенциала процесса выщелачивания, а минерал перемещают из зоны слабого окислительного потенциала процесса выщелачивания в зону сильного окислительного потенциала процесса выщелачивания в противоточном направлении относи-

тельно потока электролита, при этом электролит находится в непрерывном взаимодействии с минералом, выщелачивая из него по меньшей мере некоторое количество одного или более металлов за счет понижения своего окислительного потенциала, затем из зоны слабого окислительного потенциала процесса выщелачивания удаляют электролит вместе с содержащимся в нем одним или более металлов и частично или практически полностью выщелоченный минерал, при этом в электролит, подаваемый в зону сильного окислительного потенциала процесса выщелачивания, вводят одну или несколько комплексных галогидных соединений.

53. Способ по п.52, отличающийся тем, что в электролит вводят хлорид и растворенную медь, находящуюся практически полностью в двухвалентном состоянии когда электролит подают в зону сильного окислительного потенциала процесса выщелачивания.

54. Способ по п.53, отличающийся тем, что зона сильного окислительного потенциала процесса выщелачивания включает в себя зону выщелачивания галогидным комплексным соединением, в которую подают электролит для осуществления окончательного выщелачивания минерала перед его удалением из процесса выщелачивания, и зону аэрации, в которую из зоны выщелачивания галогидным комплексным соединением подают и аэрируют электролит, и через которую от зоны слабого окислительного потенциала процесса выщелачивания перемещают для дальнейшего выщелачивания частично выщелоченный минерал, поступающий затем в зону выщелачивания галогидным комплексным соединением, при этом в процессе аэрации осаждают железо, если оно содержится в минерале, и/или по меньшей мере часть находящейся в зоне аэрации одновалентной меди окисляют до двухвалентной.

55. Способ по п.53, отличающийся тем, что зона слабого окислительного потенциала процесса выщелачивания включают в себя зону растворенной меди, в которой по меньшей мере часть меди переводят в растворенный вид, и зону осаждения меди, в которой по меньшей мере часть растворенной в электролите меди осаждают и смешивают в этой зоне с любым минералом, поданным на выщелачивание, а электролит перед его удалением из процесса подают сначала к зоне растворенной меди, а из нее - в зону осаждения меди, при этом минерал

подают либо как в зону растворенной меди, так и в зону осаждения меди, либо в одну из этих зон.

56. Способ по любому из пп.53-55, отличающийся тем, что подаваемый минерал содержит медь в виде сульфида и при перемещении минерала в процессе выщелачивания осаждают элементарную серу, которую затем удаляют вместе с выщелоченным минералом, отбираемым из процесса.

57. Способ по п.55, отличающийся тем, что окислительный потенциал в зоне растворенной меди поддерживают большим, чем окислительный потенциал в зоне осаждения меди.

58. Способ по любому из предшествующих пунктов, отличающийся тем, что подаваемый минерал содержит серосодержащие руды.

59. Способ по п.58, отличающийся тем, что медь в зоне осаждения осаждают в виде сульфида как одно- так и двухвалентной меди, причем медь осаждают путем закрепления ее на минерале, содержащем серу, который подают в зону осаждения меди.

60. Способ по любому из предшествующих пунктов, отличающийся тем, что его осуществляют главным образом при атмосферном давлении.

61. Способ по любому из предшествующих пунктов, отличающийся тем, что в качестве электролита используют раствор хлорида натрия, концентрация которого находится в пределах 260-300 грамм на литр электролита.

62. Способ по любому из предшествующих пунктов, отличающийся тем, что используют электролит при значении pH электролита не более 3,5 и предпочтительно в пределах от 0,5 до 3.

63. Способ по любому из предшествующих пунктов, отличающийся тем, что температуру электролита поддерживают достаточной для выщелачивания конкретного или каждого металла и для того, чтобы конкретный или каждый металл находился в растворенном состоянии.

64. Способ по п.63, отличающийся тем, что температуру электролита поддерживают на уровне более 60°C и предпочтительно в пределах от 70°C до точки кипения электролита при давлении окружающей среды.

Изобретение относится к производству металлов из минералов, а именно к получению неблагородных и благородных металлов, включая получение меди, из любых металлосодержащих соединений.

Наиболее важной проблемой при получении чистого продукта из минералов сложного состава при малом уровне выброса загрязнений является проблема удаления отходов и побочных продуктов, образующихся в результате использования существующих способов извлечения металлов. Для серосодержащих минералов эта проблема обостряется тем, что типичным побочным продуктом является сера в виде либо газообразного сернистого ангидрида, либо серной кислоты. Производство сернистого ангидрида порождает большие проблемы, связанные с загрязнением атмосферы (включая кислотные дожди), и обычно сернистый ангидрид утилизируют, производя серную кислоту. Однако, серной кислоты производится при этом так много, что многие производители

несут убытки, связанные с ее удалением с мест производства.

Наиболее близким по совокупности признаков к заявляемому объекту "Способ получения металлов из минералов" является выбранный в качестве прототипа способ экстрагирования цинкосодержащей руды, при котором осуществляют подачу кальцинированной цинковой руды на выщелачивание и подачу кислотного раствора электролита для взаимодействия руды с электролитом и получение раствора сульфата цинка, электролиз электролита после выщелачивания для получения элементарного цинка на катоде, повышение окислительного потенциала электролита, вышедшего из процесса электролиза, и возвращение электролита на выщелачивание руды. Элементарный цинк получают в катодном отделении, отделенном от анодного отделения перегородкой с пористой структурой, которая создает барьер для молекул воды и воды гидратации и обеспечивает прохождение постоянного тока между анодом и катодом для осаж-

дения элементарного цинка на катоде (см. Патент США № 4171250, опублик. 1979).

У заявляемого объекта "Способ получения металлов из минералов" и прототипа совпадают следующие существенные признаки: способы включают подачу минерала на выщелачивание и подачу электролита для взаимодействия минерала с электролитом, электролиз электролита после выщелачивания для получения металлов, повышение окислительного потенциала электролита, вышедшего из процесса электролиза, и возвращение электролита на выщелачивание минерала.

Анализ технических свойств прототипа, обусловленных его признаками, показывает, что получению ожидаемого технического результата при использовании прототипа препятствуют следующие причины. Используемый для выщелачивания руды кислотный раствор электролита и заданная последовательность действий позволяет извлекать из руды после электролиза электролита только цинк. Осуществление процесса выщелачивания руды при относительной неподвижности руды и электролита в одной зоне окислительного потенциала не позволяет в полной мере использовать выщелачивающие свойства электролита с заданным окислительным потенциалом. У прототипа отсутствуют действия и условия их осуществления, обеспечивающие выщелачивание заданного объема минерала в зонах с разным окислительным потенциалом при заданном начальном окислительном потенциале электролита и получение конкретного и каждого металла из минерала сложного состава, содержащего много примесей, при малом уровне выброса загрязнений и высокой производительности.

Наиболее близким по совокупности признаков к заявляемому объекту "Устройство для получения металлов из минералов" является выбранное в качестве прототипа устройство для экстрагирования цинкосодержащей руды, содержащее емкость для выщелачивания, на которой установлены приспособления для приема руды и электролита, приспособления для отбора шлама и электролита, электролизер, содержащий анод, катод и диафрагму, отделяющую катод от анода, и приспособления как для приема подаваемого от емкости проконтактировавшего с рудой электролита, так и для возвращения электролита в емкость (Патент США № 4171250, опублик. 1979).

У заявляемого объекта "Устройство для получения металлов из минералов" и

прототипа совпадают следующие существенные признаки: устройства содержат по меньшей мере одну емкость для выщелачивания, на которой установлены приспособления для приема минерала и электролита, приспособления для отбора шлама и электролита, и по меньшей мере один электролизер, содержащий анод, катод и диафрагму, отделяющую катод от анода, и приспособления как для приема подаваемого от емкости проконтактировавшего с минералом электролита, так и для возвращения электролита в емкость.

Получению ожидаемого технического результата при использовании прототипа препятствуют следующие причины. Используемая для выщелачивания руды емкость с приспособлениями для приема и отбора руды и электролита обеспечивает осуществление процесса выщелачивания руды при относительной неподвижности руды и электролита в одной зоне окислительного потенциала, что не позволяет в полной мере использовать выщелачивающие свойства электролита с заданным окислительным потенциалом. У прототипа отсутствуют элементы и указания на их взаимное расположение, обеспечивающие выщелачивание заданного объема минерала в зонах с разным окислительным потенциалом при заданном начальном окислительном потенциале электролита и получение конкретного и каждого металла из минерала сложного состава, содержащего много примесей, при малом уровне выброса загрязнений и высокой производительности.

В основу изобретения поставлена задача создать такой "Способ получения металлов из минералов", в котором усовершенствование путем введения новой совокупности действий и изменения условий выполнения действий позволило бы при использовании изобретения обеспечить достижение технического результата, заключающегося в повышении производительности и выхода конкретного и каждого металла из минерала сложного состава.

В основу изобретения поставлена задача создать такое "Устройство для получения металлов из минералов", в котором усовершенствование путем введения новых элементов и изменения взаимного расположения элементов позволило бы при использовании изобретения обеспечить достижение технического результата, заключающегося в повышении производительности и выхода конкретного и каждого металла из минерала сложного состава.

Для решения указанных задач заявляется группа изобретений, связанных единым изобретательским замыслом. В эту группу изобретений входят "Способ получения металлов из минералов", вариант этого способа и устройство для осуществления этого способа - "Устройство для получения металлов из минералов".

Заявляемая группа изобретений характеризуется следующими существенными признаками, которые выражены определенными понятиями, достаточными для их идентификации, направлены на решение поставленной задачи и достаточны для достижения ожидаемого технического результата во всех случаях, на которые распространяется объем правовой охраны.

Заявляемый "Способ получения металлов из минералов" согласно первому пункту формулы изобретения включает подачу минерала на выщелачивание и подачу электролита для взаимодействия минерала с электролитом, электролиз электролита после выщелачивания для получения металлов, повышение окислительного потенциала электролита, вышедшего из процесса электролиза и возвращение электролита на выщелачивание минерала.

От прототипа заявляемый "Способ получения металлов из минералов" отличается следующим. Выщелачивание минерала осуществляют в зоне сильного окислительного потенциала процесса выщелачивания и в зоне слабого окислительного потенциала процесса выщелачивания, через которые от зоны сильного окислительного потенциала к зоне слабого окислительного потенциала перемещают электролит. Подачу минерала на выщелачивание осуществляют в зону слабого окислительного потенциала процесса выщелачивания, причем по меньшей мере некоторые или каждый из выщелачиваемых металлов находятся в состоянии с низкой валентностью окисления. На электролиз направляют электролит, покидающий зону слабого окислительного потенциала процесса выщелачивания и после повышения окислительного потенциала электролита, вышедшего из процесса электролиза, его возвращают в зону сильного окислительного потенциала процесса выщелачивания. Причем по мере прохождения электролита от зоны сильного окислительного потенциала к зоне слабого окислительного потенциала окислительный потенциал электролита понижают до уровня значения потенциала перед электролизом.

При использовании изобретения "Способ получения металлов из минералов" ожидается достижение технического результата, заключающегося в повышении производительности и выхода конкретного и каждого металла из минерала сложного состава.

Между совокупностью существенных признаков изобретения по пункту 1 формулы изобретения и достигаемым техническим результатом имеется следующая причинно-следственная связь. Осуществление процесса выщелачивания заданного объема минерала в зонах с разным окислительным потенциалом процесса выщелачивания позволяет в полной мере использовать выщелачивающие свойства электролита с заданным окислительным потенциалом, который по мере прохождения электролита от зоны сильного окислительного потенциала к зоне слабого окислительного потенциала понижают до уровня значения потенциала перед электролизом. При этом в результате взаимодействия заданного объема минерала с непрерывно обновляемым движущимся электролитом, окислительный потенциал которого последовательно уменьшается от заданного значения, из минерала сложного состава интенсивно выщелачиваются конкретный и каждый металл.

В частных случаях выполнения заявляемого изобретения характеризуется следующими признаками, развивающими и уточняющими существенные признаки заявляемого объекта и возникшими вследствие того, что в способе по настоящему изобретению разделены электролиз и выщелачивание.

В предпочтительном случае окислительный потенциал электролита понижают за счет контакта электролита с окисляющим веществом в противотоке при прохождении электролита от зоны сильного окислительного потенциала к зоне слабого окислительного потенциала.

В предпочтительном случае в качестве окисляющегося вещества используют минерал, подаваемый на выщелачивание, а электролит непрерывно взаимодействует с минералом, который перемещают от зоны слабого окислительного потенциала процесса выщелачивания к зоне сильного окислительного потенциала процесса выщелачивания для более полного выщелачивания конкретного или каждого металла из минерала.

В предпочтительном случае в электролит вводят два или более галогенов и повышение окислительного потенциала

производят, образуя одно или более комплексных галоидных соединений, которые вызывают дальнейшее выщелачивание одного или более металлов из минерала, проходящего через зону сильного окислительного потенциала процесса выщелачивания.

Всякий раз, когда в настоящем описании будет употребляться термин "галоидный комплекс", это будет означать соединение, образуемое комбинацией из двух или более галогенидов, включая сюда  $F^-$ ,  $Cl^-$ ,  $Br^-$  и  $I^-$ . Например, в предпочтительном варианте способа по изобретению обычно образуется галоидный комплекс  $BrCl_2^-$ .

Использование галоидных комплексных соединений дает ряд преимуществ наиболее предпочтительным вариантам способа по настоящему изобретению, которые ранее не были достигнуты предшествующим уровнем техники. Известно, например, что для накопления анодной энергии в анодном отделении электролизера производят окисление двухвалентного железа или одновалентной меди до ионов трехвалентного железа и двухвалентной меди соответственно или окисление раствора хлорида с получением газообразного хлора. Каждый из этих трех способов накопления энергии имеет свои недостатки, накопление энергии в ионах трехвалентного железа и двухвалентной меди связано с тем, что ионы трехвалентного железа и двухвалентной меди могут загрязнять металл, получаемый в процессе электролиза, накопление анодной энергии в газообразном хлоре требует наличие хранилища большого объема для газообразного хлора. Образование же галоидных комплексных соединений позволяет запастись анодную энергию в растворе, который не будет загрязнять получаемый металл, при этом становится возможным управлять процессом придания анолиту сильного окислительного потенциала, что может быть использовано для выщелачивания из минералов иных специфических металлов, например, благородных металлов.

В предпочтительном случае в электролит вводят хлорид и растворенную медь, которая находится главным образом в двухвалентном состоянии при поступлении электролита в зону сильного окислительного потенциала и главным образом в одновалентном состоянии при удалении электролита из зоны слабого окислительного потенциала.

В предпочтительных случаях способа по настоящему изобретению медь выполняет функцию катализатора. Медь является катализатором во многих реакциях выщелачивания, включая окисление минерала галоидным комплексным соединением, окисление воздухом и выщелачивание свинца.

В предпочтительном случае в электролит вводят растворенную медь в зоне сильного окислительного потенциала, и зона сильного окислительного потенциала содержит зону выщелачивания комплексными галоидными соединениями, в которую подают электролит, возвращаемый из процесса электролиза, и в которой происходит окончательное выщелачивание минерала перед его удалением из процесса выщелачивания, и зону азрации, через которую пропускают и азрируют электролит из зоны сильного окислительного потенциала и через которую перемещают частично выщелоченный минерал из зоны слабого окислительного потенциала для дальнейшего выщелачивания перед его подачей в зону сильного окислительного потенциала, причем в зоне азрации осаждают ранее выщелоченное железо, если оно присутствует в составе минерала, и/или окисляют по меньшей мере часть одновалентной меди до двухвалентной.

В предпочтительном случае электролит после отбора из зоны слабого окислительного потенциала перед подачей на электролиз подвергают очистке, предусматривающей удаление из электролита любых примесей, и/или удаление определенного металла или металлов, которые могут загрязнить конкретный или каждый металл, получаемый на стадии электролиза.

В предпочтительном случае удаление определенного металла или металлов, которые могут загрязнить конкретный или каждый металл, получаемый на стадии электролиза, осуществляют путем увеличения pH электролита до уровня, достаточного для сохранения конкретного или каждого металла в растворе, но вызывающего осаждение по меньшей мере некоторого количества определенного металла или металлов, которые затем отделяют от электролита.

В предпочтительном случае при электролизе электролита после выщелачивания получают один или несколько металлов в одном или нескольких электролизерах, причем конкретный или каждый электролизер содержит диафрагму, отделяющую катод от анода, и конкретный или

каждый металл получают на катоде данного электролизера, причем из электролита получают католит на катодной стороне электролизера и анолит на анодной стороне электролизера, и по меньшей мере часть католита подают в анолит либо непосредственно через диафрагму или в обход нее, либо опосредованно через один или несколько последующих электролизеров.

В предпочтительном случае электролиз электролита ведут в электролизере, в котором диафрагма выполнена из материала, не содержащего пор, а католит подают в обход нее.

В предпочтительном случае электролиз электролита после выщелачивания производят в нескольких сгруппированных электролизерах, в которых католит и анолит текут параллельно или противоточно, и в случае противоточного движения по меньшей мере часть католита данного электролизера подают в последующий электролизер, образуя по меньшей мере часть католита последнего, а по меньшей мере часть анолита этого последующего электролизера возвращают в данный электролизер, образуя по меньшей мере часть анолита данного электролизера, а в случае параллельного движения по меньшей мере часть католита данного электролизера подают в последующий электролизер, образуя по меньшей мере часть католита последнего, и по меньшей мере часть анолита данного электролизера подают для образования по меньшей мере части анолита последующего электролизера, при этом часть католита первого электролизера из нескольких является электролитом из зоны слабого окислительного потенциала, и по меньшей мере часть электролита, подаваемого в зону сильного окислительного потенциала, является либо анолитом, взятым из первого электролизера, когда в нескольких электролизерах католит и анолит текут противоточно, либо анолитом, взятым из последнего электролизера, когда католит и анолит текут параллельно.

В предпочтительном случае, если католит и анолит текут противоточно, то по меньшей мере часть католита из последнего электролизера подают для образования анолита последнего электролизера, а если католит и анолит текут параллельно, то по меньшей мере часть католита последнего электролизера подают для образования анолита первого электролизера.

В предпочтительном случае подаваемый в каждый электролизер электролит

очищают, удаляя любые имеющиеся в нем примеси и любой металл или металлы, которые могут загрязнить конкретный или каждый получаемый в электролизере металл.

В предпочтительном случае минерал, подаваемый на выщелачивание, содержит Ni, Pb и Zn, и в одном из нескольких электролизеров получают Ni, в другом электролизере получают Pb или Pb/Zn и в еще одном электролизере получают Zn.

В предпочтительном случае, при очистке электролита, при получении никеля электролит в процессе предварительной очистки пропускают через частицы никеля, при получении свинца электролит в процессе предварительной очистки пропускают через частицы свинца, при получении цинка электролит в процессе предварительной очистки пропускают через частицы цинка.

В предпочтительном случае минерал, подаваемый на выщелачивание, содержит медь в виде сульфида, и при перемещении минерала в процессе выщелачивания осаждают элементарную серу, которую затем удаляют вместе с выщелоченным минералом, отбираемым из процесса выщелачивания.

В предпочтительном случае зона слабого окислительного потенциала содержит зону растворенной меди, в которой по меньшей мере часть меди переводят в растворенный вид, и зону осаждения меди, в которой по меньшей мере часть растворенной в электролите меди любого вида осаждают и смешивают с любым минералом, поданным на выщелачивание, а полученную смесь противоточно перемещают в процессе выщелачивания относительно электролита, подаваемого из зоны сильного окислительного потенциала сначала в зону растворенной меди, а затем в зону осаждения меди к минералу, подаваемому на выщелачивание, либо как в зону растворенной меди, так и в зону осаждения меди, либо в одну из этих зон.

В предпочтительном случае окислительный потенциал в зоне растворенной меди поддерживают большим, чем окислительный потенциал в зоне осаждения меди.

В предпочтительном случае при электролизе получают медь по меньшей мере в одном электролизере и электролит подают в электролизер меди из зоны слабого окислительного потенциала, а когда зона слабого окислительного потенциала содержит зону растворенной меди и зону

осаждения меди, то электролит подают из зоны растворенной меди.

В предпочтительном случае если по меньшей мере одна из примесей является серебром и удаление из электролита любых примесей является процессом существенно полного удаления серебра из электролита – хлорида одновалентной меди, то электролит подают в электролизер, содержащий катод и медный анод, в электролизер добавляют растворимую ртуть и ведут электролиз полученного раствора с образованием на катоде амальгамы Cu/Hg/Ag.

В предпочтительном случае амальгаму удаляют и растворяют в растворе окислителя, раствор разбавляют для осаждения серебра в виде его хлорида и хлорид серебра отделяют от остального раствора.

В предпочтительном случае электролиз ведут при катодном токе малой плотности.

В предпочтительном случае электролиз ведут в электролизере, в котором катод изготовлен из титана, а медный анод выполнен из отдельных элементов или гранул, расположенных в ячейках титановой сетки.

В предпочтительном случае, если примеси включают определенный металл или металлы и удаление определенного металла или металлов, которые могут загрязнить конкретный или каждый металл, получаемый на стадии электролиза, является процессом существенно полного удаления определенного металла или металлов из электролита – хлорида одновалентной меди, имеющего pH преимущественно меньше 3,5, то pH электролита увеличивают вплоть до значения, находящегося между 6 и 6,5, или до значения, непосредственно предшествующего осаждению меди, причем увеличение pH производят поэтапно на несколько интервалов значения pH, лежащих между 3,5 и упомянутым его значением, а каждый из интервалов значений соответствует точке, в которой один определенный металл или большее число определенных металлов осаждаются из электролита и после осаждения из электролита этого одного определенного металла или большего числа определенных металлов их удаляют на каждом из интервалов значения pH.

В предпочтительном случае из электролита осаждают железо, мышьяк, сурьму, висмут, свинец, цинк, никель и двухвалентную медь.

В предпочтительном случае в раствор электролита добавляют растворимую соль

двухвалентного железа, а pH увеличивают добавляя карбонат натрия  $\text{Na}_2\text{CO}_3$ .

В предпочтительном случае при очистке электролита после его отбора из зоны слабого окислительного потенциала и перед подачей электролита в электролизер меди практически полностью удаляют любые примеси, содержащиеся в электролите, и практически полностью удаляют определенный металл или металлы, которые могут загрязнять медь, получаемую в электролизере меди.

В предпочтительном случае минерал, подаваемый на выщелачивание, содержит в качестве определенного металла или металлов один или более металлов из ряда, содержащего Pb, Zn, As, Sb, Bi, Hg, Ag, Fe, и в процессе очистки на этапе практически полного удаления определенного металла или металлов, которые могут загрязнять медь, получаемую в электролизере меди, удаляют любое Ag и Hg, содержащиеся в электролите, как определено ранее, и/или практически полностью удаляют любой оставшийся определенный металл или металлы.

В предпочтительном случае перед этапом удаления любого Ag и Hg, содержащихся в электролите, как определено ранее, электролит приводят в соприкосновение с металлической медью для восстановления содержащейся в растворе двухвалентной меди до одновалентной меди и для закрепления содержащегося в электролите серебра, уменьшая содержание серебра в электролите до 15 частей на миллион.

В предпочтительном случае на этапе удаления любого Ag и Hg, содержащихся в электролите, как определено ранее, в качестве электролита используют раствор одновалентной меди, а в качестве раствора окислителя, указанного ранее, используют часть анолита, возвращенного из электролизера меди, содержащей по меньшей мере некоторое количество двухвалентной меди.

В предпочтительном случае на этапе удаления любого Ag и Hg, содержащихся в электролите, как определено ранее, любую не полностью удаленную Hg практически полностью удаляют за счет взаимодействия по меньшей мере части электролита от этапа удаления любого Ag и Hg, содержащихся в электролите, как определено ранее, с металлической медью и последующего возвращения таким образом провзаимодействовавшего электролита на этап практически полного удаления любого оставшегося определенного металла или металлов.

В предпочтительном случае очистку электролита осуществляют в соответствии со способом, определенным ранее для практически полного удаления любого Ag и Hg, и/или в соответствии со способом, определенным ранее для практически полного удаления любого остающегося металла или металлов из упомянутых металлов, которые могут загрязнять конкретный или каждый металл, получаемый в данном электролизере.

В предпочтительном случае осажденную медь, переносимую из зоны растворенной меди в зону сильного окислительного потенциала последовательно выщелачивают, так что из минерала, удаляемого из процесса выщелачивания, медь практически полностью извлекается.

В предпочтительном случае возвращаемый в зону сильного окислительного потенциала электролит имеет окислительный потенциал ( $E_h$ ) по отношению к стандартному электроду из Ag/AgCl больше, чем +600 мВ.

В предпочтительном случае электролитом выщелачивают любое находящееся в подаваемом на выщелачивание минерале золото, после чего часть электролита удаляют из зоны сильного окислительного потенциала и извлекают из него золото за счет того, что электролит подают к слою активированного углерода, добавляют раствор со слабым окислительным потенциалом для уменьшения  $E_h$  до значения меньшего, чем +600 мВ (относительно электрода из Ag/AgCl) и соответствующего выделению золота из раствора и адсорбции его активированным углем, затем отделяют продукт углерод/золото от электролита, возвращают освобожденный от золота электролит в зону сильного окислительного потенциала и извлекают золото из продукта углерод/золото.

В предпочтительном случае в качестве указанного ранее раствора со слабым окислительным потенциалом используют отработанный католит, взятый из электролиза.

Данное изобретение обеспечивает также достижение других технических результатов, заключающихся в:

- обеспечении получения металлов высокой чистоты из минералов, содержащих много примесей, при малом уровне выброса загрязнений,

- снижении уровня выбрасываемых загрязнений, в частности за счет осаждения элементарной серы в шламе после выщелачивания сульфидных минералов двухвалентной медью в зоне растворенного металла,

- упрощении управления параметрами процесса получения металлов из минералов за счет использования в процессе низкой температуры и давления окружающей среды и малой энергоемкости процесса,

- упрощении процесса получения золота за счет исключения цианирования,

- снижении капитальных и эксплуатационных затрат благодаря простоте реализации изобретения,

- обеспечении возможности использования значительно в меньшей степени подготовленный и/или очищенный минерал.

Для осуществления заявляемого объекта "Способ получения металлов из минералов" заявляется "Устройство для получения металлов из минералов", которое согласно независимому пункту формулы изобретения содержит по меньшей мере одну емкость для выщелачивания, на которой установлены приспособления для приема минерала и электролита, приспособления для отбора шлама и электролита, и по меньшей мере один электролизер, содержащий анод, катод и диафрагму, отделяющую катод от анода, и приспособления как для приема подаваемого от емкости проконтактировавшего с минералом электролита, так и для возвращения электролита в емкость.

От прототипа заявляемый объект "Устройство для получения металлов из минералов", согласно независимому пункту формулы изобретения отличается следующим. Приспособление для приема минерала установлено на емкости для выщелачивания в зоне слабого окислительного потенциала процесса выщелачивания, а приспособление для приема электролита установлено на емкости для выщелачивания в зоне сильного окислительного потенциала процесса выщелачивания. Приспособление для отбора шлама установлено на емкости для выщелачивания в зоне сильного окислительного потенциала процесса выщелачивания. Устройство снабжено приспособлением для перемещения электролита от зоны сильного окислительного потенциала процесса выщелачивания к зоне слабого окислительного потенциала процесса выщелачивания, а приспособление для отбора электролита установлено на емкости для выщелачивания в зоне слабого окислительного потенциала процесса выщелачивания.

При использовании изобретения ожидается достижение технического результата, заключающегося в повышении произ-

водительности и выхода конкретного и каждого металла из минерала сложного состава.

Между совокупностью существенных признаков изобретения по независимому пункту формулы изобретения и достигаемым техническим результатом имеется следующая причинно-следственная связь.

Расположение приспособлений для приема минерала и отбора электролита и приспособлений для отбора шлама и приема электролита на емкости для выщелачивания в зонах с разным окислительным потенциалом процесса выщелачивания и снабжение устройства приспособлением для перемещения электролита от зоны сильного окислительного потенциала процесса выщелачивания к зоне слабого окислительного потенциала процесса выщелачивания обеспечивает осуществление процесса выщелачивания заданного объема минерала в зонах с разным окислительным потенциалом процесса выщелачивания, что позволяет в полной мере использовать выщелачивающие свойства электролита с заданным окислительным потенциалом, который по мере прохождения электролита от зоны сильного окислительного потенциала к зоне слабого окислительного потенциала понижают до уровня значения потенциала перед электролизом. При этом в результате взаимодействия заданного объема минерала с непрерывно обновляемым движущимся электролитом, окислительный потенциал которого последовательно уменьшается от заданного значения, из минерала сложного состава интенсивно выщелачиваются конкретный и каждый металл.

В частных случаях выполнения заявляемое изобретение характеризуется следующими признаками, развивающими и уточняющими существенные признаки заявляемого объекта.

В предпочтительном случае "Устройство для получения металлов из минералов" дополнительно снабжено по меньшей мере одним устройством для очистки электролита, подключенным между емкостью для выщелачивания и электролизером.

В предпочтительном случае емкость для выщелачивания выполнена в виде группы выщелачивающих емкостей, каждая из которых снабжена приспособлением для приема перемещаемого электролита, установленным в верхней ее части, и приспособлением для противоточного перемещения минерала, установленным в нижней ее части, причем приспособление для приема минерала установ-

лено на первой выщелачивающей емкости, а приспособление для приема электролита установлено на последней из группы выщелачивающих емкостей.

В предпочтительном случае каждая выщелачивающая емкость снабжена отстойником для приема перемещаемого минерала и перемещаемого электролита, и каждый отстойник снабжен приспособлением для перенесения электролита из верхней части отстойника в выщелачивающую емкость.

В предпочтительном случае по меньшей мере одна выщелачивающая емкость снабжена приспособлением для подачи в нее воздуха для осуществления окислительного выщелачивания минерала.

В предпочтительном случае по меньшей мере одна выщелачивающая емкость снабжена импеллером для перемешивания минерала.

В предпочтительном случае каждый электролизер разделен на катодное отделение, содержащее один или более катодов, и приспособленное для получения католита, и анодное отделение, содержащее один или более анодов, и приспособленное для получения анолита, причем конкретный или каждый электролизер разделен либо пористой, либо не содержащей пор диафрагмой.

В предпочтительном случае два или более электролизера объединены в группу и снабжены приспособлением для подачи католита из катодного отделения данного электролизера в катодное отделение последующего электролизера и приспособлением для подачи анолита из данного электролизера либо в анодное отделение последующего электролизера, либо в анодное отделение предыдущего электролизера.

В предпочтительном случае устройство дополнительно снабжено по меньшей мере одним дополнительным электролизером, подсоединенным параллельно к группе электролизеров, и приспособлением для подачи анолита от дополнительного одного или нескольких электролизеров в выщелачивающую емкость или емкости.

В предпочтительном случае устройство снабжено группой электролизеров для получения по меньшей мере Ni, Pb и Zn, и дополнительным электролизером или дополнительными электролизерами для получения по меньшей мере меди, если эти металлы содержатся в подаваемом на выщелачивание минерале.

В предпочтительном случае катод для использования в электролизерах выпол-

нен из листа меди, в котором выполнены углубления для осаждения на них металла, а между углублениями прикреплены изоляторы.

В предпочтительном случае конкретный или каждый катод выполнен из листа меди, в котором выполнены углубления для осаждения на них металла, а между углублениями прикреплены изоляторы.

В предпочтительном случае заявляемое "Устройство для получения металлов из минералов" снабжено соответственно по меньшей мере одним устройством для очистки электролита, установленным перед конкретным или каждым электролизером.

В предпочтительном случае конкретное или каждое устройство для очистки электролита снабжено очищающим электролизером, содержащим медный анод и катод, выполненный из нерастворимого в электролите материала.

В предпочтительном случае конкретное или каждое устройство для очистки электролита снабжено очищающим электролизером для образования амальгамы Cu/Hg/Ag, в случае присутствия этих металлов в электролите очищающего электролизера, при этом катод очищающего электролизера выполнен из титановой сетки, преимущественно окружающей анод.

Данное изобретение обеспечивает также достижение других технических результатов, заключающихся в:

- обеспечении получения металлов высокой чистоты из минералов, содержащих много примесей, при малом уровне выброса загрязнений,

- снижении уровня выбрасываемых загрязнений, в частности за счет осаждения элементарной серы в шламе после выщелачивания сульфидных минералов двухвалентной медью в выделенной в устройстве зоне растворенного металла,

- упрощении средств управления устройством для получения металлов из минералов за счет использования в процессе низкой температуры и давления окружающей среды и малой энергоемкости процесса,

- упрощении процесса получения золота за счет исключения цианирования,

- снижении капитальных и эксплуатационных затрат благодаря простоте реализации изобретения,

- обеспечении возможности использования значительно в меньшей степени подготовленный и/или очищенный минерал.

В заявляемую группу изобретений входит также вариант способа получения ме-

таллов из минералов, при котором осуществляют подачу минерала на выщелачивание и подачу электролита для взаимодействия минерала с электролитом.

От прототипа заявляемый вариант способа получения металлов из минералов отличается следующим. При выщелачивании из минерала одного или более металлов электролит с сильным окислительным потенциалом и кислотным pH подают в зону сильного окислительного потенциала процесса выщелачивания, а минерал подают в зону слабого окислительного потенциала процесса выщелачивания. При этом электролит перемещают из зоны сильного окислительного потенциала процесса выщелачивания в зону слабого окислительного потенциала процесса выщелачивания, а минерал перемещают из зоны слабого окислительного потенциала процесса выщелачивания в зону сильного окислительного потенциала процесса выщелачивания в противоточном направлении относительно потока электролита. Электролит при этом находится в непрерывном взаимодействии с минералом, выщелачивая из него по меньшей мере некоторое количество одного или более металлов за счет понижения своего окислительного потенциала. Затем из зоны слабого окислительного потенциала процесса выщелачивания удаляют электролит вместе с содержащимся в нем одним или более металлов и частично или практически полностью выщелоченный минерал. В электролит, подаваемый в зону сильного окислительного потенциала процесса выщелачивания, вводят одно или несколько комплексных галогенидных соединений.

При использовании изобретения ожидается достижение технического результата, заключающегося в повышении производительности и выхода конкретного и каждого металла из минерала сложного состава.

Между совокупностью существенных признаков варианта способа получения металлов из минералов по независимому пункту формулы изобретения и достигаемым техническим результатом имеется следующая причинно-следственная связь. Осуществление процесса выщелачивания заданного объема минерала в зонах с разным окислительным потенциалом процесса выщелачивания позволяет в полной мере использовать выщелачивающие свойства электролита с заданным окислительным потенциалом, который по мере прохождения электролита от зоны сильного окислительного потенциала к зоне

слабого окислительного потенциала понижают до уровня значения потенциала перед электролизом. При этом в результате взаимодействия заданного объема минерала с непрерывно обновляемым движущимся электролитом, окислительный потенциал которого последовательно уменьшается от заданного значения, из минерала сложного состава интенсивно выщелачиваются конкретный и каждый металл.

В частных случаях использования заявляемый вариант изобретения "Способ получения металлов из минералов" характеризуется следующими признаками, развивающими и уточняющими существенные признаки заявляемого объекта.

В предпочтительном случае в электролит вводят хлорид и растворенную медь, находящуюся практически полностью в двухвалентном состоянии, когда электролит подают в зону сильного окислительно-го потенциала процесса выщелачивания.

В предпочтительном случае зона сильного окислительного потенциала процесса выщелачивания включает в себя зону выщелачивания галогидным комплексным соединением, в которую подают электролит для осуществления окончательного выщелачивания минерала перед его удалением из процесса выщелачивания, и зону азрации, в которую из зоны выщелачивания галогидным комплексным соединением подают и азрируют электролит, и через которую от зоны слабого окислительного потенциала процесса выщелачивания перемещают для дальнейшего выщелачивания частично выщелоченный минерал, поступающий затем в зону выщелачивания галогидным комплексным соединением, при этом в процессе азрации осаждают железо, если оно содержится в минерале, и/или по меньшей мере часть находящейся в зоне азрации одновалентной меди окисляют до двухвалентной.

В предпочтительном случае зона слабого окислительного потенциала процесса выщелачивания включает в себя зону растворенной меди, в которой по меньшей мере часть меди переводят в растворенный вид, и зону осаждения меди, в которой по меньшей мере часть растворенной в электролите меди осаждают и смешивают в этой зоне с любым минералом, поданным на выщелачивание, а электролит перед его удалением из процесса подают сначала к зоне растворенной меди, а из нее – в зону осаждения меди, при этом минерал подают либо как в зону растворенной меди, так и в зону осаждения меди, либо в одну из этих зон.

В предпочтительном случае подаваемый минерал содержит медь в виде сульфида и при перемещении минерала в процессе выщелачивания осаждают элементарную серу, которую затем удаляют вместе с выщелоченным минералом, отбираемым из процесса.

В предпочтительном случае окислительный потенциал в зоне растворенной меди поддерживают большим, чем окислительный потенциал в зоне осаждения меди.

В предпочтительном случае подаваемый минерал содержит серосодержащие руды.

В предпочтительном случае медь в зоне осаждения осаждают в виде сульфида как одно- так и двухвалентной меди, причем медь осаждают, путем закрепления ее на минерале, содержащем серу, который подают в зону осаждения меди.

В предпочтительном случае способ осуществляют главным образом при атмосферном давлении.

В предпочтительном случае в качестве электролита используют раствор хлорида натрия, концентрация которого находится в пределах 250–300 грамм на литр электролита.

В предпочтительном случае используют электролит при значении pH электролита не более 3,5 и предпочтительно в пределах от 0,5 до 3.

В предпочтительном случае температуру электролита поддерживают достаточной для выщелачивания конкретного или каждого металла и для того, чтобы конкретный или каждый металл находился в растворенном состоянии.

В предпочтительном случае температуру электролита поддерживают на уровне более 60°C и предпочтительно в пределах от 70°C до точки кипения электролита при давлении окружающей среды.

Данное изобретение обеспечивает также достижение других технических результатов, заключающихся в:

- обеспечении выщелачивания металлов из минералов, содержащих много примесей, при малом уровне выброса загрязнений,

- снижении уровня выбрасываемых загрязнений, в частности за счет осаждения элементарной серы в шламе после выщелачивания сульфидных минералов двухвалентной медью в зоне растворенного металла,

- упрощении управления параметрами процесса выщелачивания металлов из минералов за счет использования в про-

цессе низкой температуры и давления окружающей среды и малой энергоемкости процесса,

– снижении капитальных и эксплуатационных затрат благодаря простоте реализации изобретения,

– обеспечении возможности использования значительно в меньшей степени подготовленный и/или очищенный минерал.

На фиг.1 изображена блок-схема устройства для получения металлов из минералов; на фиг.2 – блок-схема устройства для получения металлов из минералов, когда особую роль играет медь; на фиг.3 – импеллер устройства для получения металлов из минералов, разрез; на фиг.4 – график увеличения окислительного потенциала при использовании галоидного комплексного соединения; на фиг.5 – график зависимости растворения золотых гранул (в процентах) в галоидном комплексном соединении.

На чертежах позициями обозначено:

1 – емкость для выщелачивания; 2 – приспособление для приема минерала в емкость для выщелачивания; 3 – приспособление для приема электролита в емкость для выщелачивания; 4 – приспособление для отбора шлама из емкости для выщелачивания; 5 – приспособление для выделения серы из шлама; 6 – приспособление для отбора электролита из емкости для выщелачивания; 7 – приспособление для отбора электролита из емкости для выщелачивания; 8 – приспособление для отбора электролита из емкости для выщелачивания; 9 – электролизер; 10 – анод; 11 – катод; 12 – диафрагма; 13 – приспособление для приема подаваемого от емкости для выщелачивания проконтактировавшего с минералом электролита; 14 – приспособление для возвращения электролита в емкость для выщелачивания; 15 – зона слабого окислительного потенциала процесса выщелачивания; 16 – зона сильного окислительного потенциала процесса выщелачивания; 17 – приспособление для перемещения электролита от зоны сильного окислительного потенциала процесса выщелачивания к зоне слабого окислительного потенциала процесса выщелачивания; 18 – первое устройство для очистки электролита; 19 – концентратор; 20 – выщелачивающая емкость; 21 – выщелачивающая емкость; 22 – выщелачивающая емкость; 23 – выщелачивающая емкость; 24 – выщелачивающая емкость; 25 – приспособление для подачи воздуха; 26 – импеллер, 27 – катодное отделение электролизера 9; 28 –

анодное отделение электролизера 9; 29 – электролизер; 30 – катодное отделение; 31 – анодное отделение; 32 – диафрагма; 33 – дополнительный электролизер; 34 – анод; 35 – катод; 36 – диафрагма; 37 – анодное отделение; 38 – катодное отделение; 39 – приспособление для приема подаваемого от емкости для выщелачивания проконтактировавшего с минералом электролита; 40 – приспособление для подачи анолита от дополнительного электролизера в выщелачивающую емкость; 41 – устройство для очистки электролита; 42 – устройство для очистки электролита; 43 – зона выщелачивания галоидным комплексным соединением; 44 – зона аэрации; 45 – зона растворенного металла; 46 – зона осаждения металла; 47 – устройство извлечения золота; 48 – первая ступень очистки; 49 – вторая ступень очистки; 50 – устройство для дробления и измельчения минерала; 51 – устройство для обогащения минерала методом флотации; 52 – устройство для концентрации минерала; 53 – устройство для фильтрации минерала; 54 – устройство для сбора отходов после обогащения минерала методом флотации; 55 – гидроударная установка; 56 – фильтрационная установка; 57 – устройство извлечения серы; 58 – устройство для сбора отходов; 59 – устройство для отфильтрования, промывки и сушки меди; 60 – устройство для брикетирования; 61 – формующая машина; 70 – минерал; 71 – электролит; 72 – шлам; 73 – поток электролита; 74 – поток электролита; 75 – поток металлов; 76 – поток цинко-свинцового продукта; 77 – поток цинка; 78 – поток католита; 79 – обратный поток электролита; 80 – поток продукта; 81 – поток воздуха; 82 – поток электролита; 83 – поток использованного католита; 84 – поток продукта углерод/золото; 85 – шлам от концентратора 19; 86 – поток продукта серебро/ртуть; 87 – поток металлов; 88 – поток меди; 89 – поток католита; 90 – поток свинца.

Изобретение будет описываться на частном примере обработки серосодержащих руд, однако следует понимать, что изобретение не ограничивается только этим. Всякий раз, когда в настоящем описании будут употребляться термины "минерал" или "минералы", это будет означать, что под ними подразумеваются любые металлосодержащие соединения, включая сюда руды, концентраты, полуочищенные металлические соединения, металлосодержащие окислы и сульфиды, коллоидная пыль и т.п.

Заявляемый "Способ получения металлов из минералов" и вариант этого способа могут быть в конкретном примере реализованы в помощь "Устройства для получения металлов из минералов", которое содержит по меньшей мере одну емкость для выщелачивания 1 (фиг.1) и установленные на ней приспособление 2 для приема минерала в емкость для выщелачивания и приспособление 3 для приема электролита в емкость для выщелачивания. На емкости для выщелачивания установлено также приспособление 4 для отбора шлама из емкости для выщелачивания. Далее в устройстве предусмотрено приспособление 5 для выделения серы из шлама. Устройство содержит приспособление 6 для отбора электролита из емкости для выщелачивания, приспособление 7 для отбора электролита из емкости для выщелачивания и приспособление 8 для отбора электролита из емкости для выщелачивания, которое используется при получении золота. Устройство также содержит по меньшей мере один электролизер, например, электролизер 9, который содержит анод 10, катод 11 и диафрагму 12, отделяющую катод от анода. Электролизер снабжен также приспособлением 13 для приема подаваемого от емкости для выщелачивания проконтактировавшего с минералом электролита и приспособлением 14 для возвращения электролита в емкость для выщелачивания. Отличительной особенностью устройства является то, что приспособление 2 для приема минерала установлено на емкости для выщелачивания 1 в зоне слабого окислительного потенциала процесса выщелачивания 15, а приспособление 3 для приема электролита установлено на емкости для выщелачивания 1 в зоне сильного окислительного потенциала процесса выщелачивания 16. Приспособление 4 для отбора шлама из емкости для выщелачивания установлено на емкости для выщелачивания 1 в зоне сильного окислительного потенциала процесса выщелачивания 16. Устройство снабжено приспособлением 17 для перемещения электролита от зоны сильного окислительного потенциала процесса выщелачивания к зоне слабого окислительного потенциала процесса выщелачивания, а приспособление 6 для отбора электролита установлено на емкости для выщелачивания 1 в зоне слабого окислительного потенциала процесса выщелачивания 15.

В частном случае выполнения устройства дополнительно снабжено по мень-

шей мере одним устройством 18 для очистки электролита, подключенным между емкостью для выщелачивания 1 и электролизером 9. Устройство для очистки электролита может содержать концентратор 19 для удаления твердых частиц (фиг.2).

В частном случае выполнения емкость для выщелачивания 1 выполнена в виде группы выщелачивающих емкостей 20, 21, 22, 23 и 24, каждая из которых снабжена приспособлением для приема перемещаемого электролита, установленным в верхней ее части, и приспособлением для противоточного перемещения минерала, установленным в нижней ее части, причем приспособление 2 для приема минерала установлено на выщелачивающей емкости 20 – первой из группы выщелачивающих емкостей, а приспособление 3 для приема электролита установлено на выщелачивающей емкости 24 – последней из группы выщелачивающих емкостей.

В частном случае каждая выщелачивающая емкость 20, 21, 22, 23 и 24 снабжена отстойником для приема перемещаемого минерала и перемещаемого электролита, и каждый отстойник снабжен приспособлением для перенесения электролита из верхней части отстойника в выщелачивающую емкость.

В частном случае выполнения по меньшей мере одна выщелачивающая емкость, например 22 и 23, снабжена приспособлением 25 для подачи воздуха для осуществления окислительного выщелачивания минерала.

В частном случае выполнения по меньшей мере одна выщелачивающая емкость снабжена импеллером 26 (фиг.3) для перемешивания минерала.

В частном случае выполнения каждый электролизер, например, электролизер 9 (фиг.1) разделен на катодное отделение 27, содержащее один или более катодов 11 и приспособление для получения катода, и анодное отделение 28, содержащее один или более анодов 10 и приспособленное для получения анода, причем конкретный или каждый электролизер разделен либо пористой, либо не содержащей пор диафрагмой, например, диафрагмой 12.

В частном случае выполнения устройство содержит электролизер 29, имеющий катодное отделение 30 и анодное отделение 31, разделенные диафрагмой 32. Электролизеры 9 и 29 объединены в группу и снабжены приспособлением для подачи катода из катодного отделения 27 электролизера 9 в катодное отделение

30 электролизера 29 и приспособлением для подачи анолита из анодного отделения 28 электролизера 9 в анодное отделение 31 электролизера 29, либо приспособлением для подачи анолита из анодного отделения 31 электролизера 29 в анодное отделение 28 электролизера 9.

В частном случае выполнения устройства дополнительно снабжено по меньшей мере одним дополнительным электролизером 33, подсоединенным параллельно к группе из электролизеров 9 и 29. Дополнительный электролизер 33 содержит катод 34, анод 35 и диафрагму 36, разделяющую электролизер на анодное 37 и катодное отделение 38. При этом устройство снабжено приспособлением 39 для приема подаваемого от емкости для выщелачивания проконтактировавшего с минералом электролита и приспособлением 40 для подачи анолита от дополнительного электролизера в выщелачивающую емкость.

В частном случае выполнения устройства снабжено группой электролизеров, например, электролизерами 9 и 29 для получения по меньшей мере Ni, Pb и Zn, и дополнительным электролизером, например, электролизером 33 для получения по меньшей мере меди, если эти металлы содержатся в подаваемом на выщелачивание минерале.

В частном случае выполнения катод 11 электролизера 9, катод 35 электролизера 33 и катод электролизера 29 выполнены из листа меди, в котором выполнены углубления для осаждения на них металла, а между углублениями прикреплены изоляторы.

В частном случае выполнения устройства снабжено устройством 41 для очистки электролита, установленным перед электролизером 29 и устройством 42 для очистки электролита, установленным перед электролизером 33.

В частном случае устройства 18, 41 и 42 для очистки электролита снабжены очищающими электролизерами, содержащими медный анод и катод, выполненный из нерастворимого в электролите материала.

В частном случае устройство 42 для очистки электролита снабжено очищающим электролизером для образования амальгамы Cu/Hg/Ag, в случае присутствия этих металлов в электролите очищающего электролизера, при этом катод очищающего электролизера выполнен из титановой сетки, преимущественно окружающей анод.

Емкость для выщелачивания 1 разделена на четыре последовательно расположенные зоны: зону выщелачивания галлоидным комплексным соединением 43, зону аэрации 44, зону растворенного металла 45 и зону осаждения металла 46. Для получения золота имеется устройство 47 извлечения золота, соединенное через приспособление 8 для отбора электролита из емкости для выщелачивания с зоной 43 выщелачивания галлоидным комплексным соединением.

В случае, когда при получении металлов из минералов особую роль играет медь устройство 42 для очистки электролита содержит первую ступень очистки 48 и вторую ступень очистки 49 и устройство для получения металлов из минералов содержит расположенные по ходу технологического процесса: устройство 50 для дробления и измельчения минерала, устройство 51 для обогащения минерала методом флотации, устройство 52 для концентрации минерала, устройство 53 для фильтрации минерала, устройство 54 для сбора отходов после обогащения минерала методом флотации, гидроударную установку 55, фильтрационную установку 56, устройство 57 извлечения серы, устройство 58 для сбора отходов, устройство 59 для отфильтровывания, промывки и сушки меди, устройство 60 для брикетирования, формующую машину 61.

Используемый для перемешивания минерала импеллер 26 (фиг.3) содержит конец 62, приспособленный для подсоединения к приводу, и соединительную деталь 63, включающую в себя вал импеллера. К соединительной детали 63 крепится концевой узел 64, имеющий лопасти, расположенные на его свободном конце. Через весь импеллер проходит осевое отверстие 65, выходящее в распределительный цилиндр 66, что обеспечивает подачу воздуха через полый вал импеллера в камеру распределительного цилиндра. Для выпуска воздуха из камеры распределительного цилиндра 66 по его окружности проделаны продольные прорезы 67. Прорезы сообщены с пространством между лопастями 68, расположенными, как правило, равномерно вокруг окружности распределительного цилиндра 66. Лопастей 68 прикреплены к распределительному цилиндру 66 и к диску 69, который является основанием или концом импеллера. Конструкция импеллера позволяет вдувать воздух в проходящую сквозь зону аэрации шлам минерала, так что частицы минерала адсорбируют на свою поверх-

ность воздух, чем обеспечивается быстрое окислительное выщелачивание минерала.

Заявляемый способ получения металлов из минералов в конкретном примере реализуется при работе устройства для получения металлов из минералов следующим образом.

Минерал 70 (фиг.1) подают на выщелачивание в емкость для выщелачивания 1 в зону слабого окислительного потенциала процесса выщелачивания 15 с помощью приспособления 2 для приема минерала, которое установлено на емкости для выщелачивания 1 в зоне слабого окислительного потенциала процесса выщелачивания 15. Подачу электролита 71 (фиг.2) для его взаимодействия с минералом 70 (фиг.1) осуществляют через приспособление 3 для приема электролита, которое установлено на емкости для выщелачивания 1 в зоне сильного окислительного потенциала процесса выщелачивания 16. Выщелачивание из минерала 70 одного или нескольких металлов в емкости для выщелачивания 1 осуществляют в зоне слабого окислительного потенциала процесса выщелачивания 15 в зоне сильного окислительного потенциала процесса выщелачивания 16, через которые от зоны сильного окислительного потенциала к зоне слабого окислительного потенциала перемещают электролит 71 с помощью приспособления 17 для перемещения электролита от зоны сильного окислительного потенциала процесса выщелачивания к зоне слабого окислительного потенциала процесса выщелачивания. Причем по мере прохождения электролита от зоны сильного окислительного потенциала к зоне слабого окислительного потенциала окислительный потенциал электролита понижают за счет контакта электролита с окисляющим веществом, которым является подаваемый на выщелачивание минерал, до уровня значения потенциала перед последующим электролизом, при этом по меньшей мере некоторые или каждый из выщелачиваемых металлов находятся в состоянии с низкой валентностью окисления. Минерал 70 может содержать в себе серосодержащие руды, такие как пирит, молебденит, арсенипирит, халькопирит, пентландит, ковеллин, сфалерит, халькоцит, пирротин и галенит или разнообразные их сочетания. Типичный электролит 71 представляет собой раствор хлорида натрия высокой концентрации, равной 250-300 г/л. С таким электролитом можно перерабатывать раз-

нообразное исходное сырье, включая руды, концентраты, полуочищенные металлосодержащие соединения и тому подобное. После прохождения электролита 71 через емкость для выщелачивания 1 от зоны сильного окислительного потенциала процесса выщелачивания 16 к зоне слабого окислительного потенциала процесса выщелачивания 15 электролит с помощью, например, приспособления 6 для отбора электролита из емкости для выщелачивания отбирают из зоны слабого окислительного потенциала процесса выщелачивания и направляют на электролиз для получения металлов, например, в электролизер 9 с помощью приспособления 13 для приема подаваемого от емкости для выщелачивания проконтактированного с минералом электролита. В процессе электролиза на катоде, например, 11 выделяется продукт, который снимают с помощью лопастей скребка. Окислительный потенциал электролита, вышедшего из процесса электролиза, повышают за счет направления католита из катодного отделения 27 электролизера 9 в его анодное отделение 28. После повышения окислительного потенциала электролита, вышедшего из процесса электролиза, его с помощью приспособления 14 для возвращения электролита в емкость для выщелачивания, приспособления 3 для приема электролита в емкость для выщелачивания и приспособления 17 для перемещения электролита от зоны сильного окислительного потенциала процесса выщелачивания к зоне слабого окислительного потенциала процесса выщелачивания возвращают на выщелачивание минерала 70 в зону сильного окислительного потенциала процесса выщелачивания 16. Шлам 72, образующийся после выщелачивания минерала 70, удаляется из емкости для выщелачивания 1 с помощью приспособления 4 для отбора шлама из емкости для выщелачивания. Далее в устройстве предусмотрено приспособление 5 для выделения серы из шлама.

Этим способом можно перерабатывать разнообразное исходное сырье, включая руды, концентраты, полуочищенные металлосодержащие соединения и тому подобное. Емкость для выщелачивания 1 разделена на четыре зоны, называемые далее: зоной 43 выщелачивания галогидным комплексным соединением (hcl-зона), зоной аэрации 44, зоной 45 растворенного металла (dm-зона) и зоной 46 осаждения металла (mp-зона). Помогаящий выщелачиванию минерала воздух или

кислород подается в зону аэрации, как правило, через один или несколько импеллеров 26 (как описано ниже). Предпочтительно, чтобы температура электролита была выше 70°C, а pH находилась между 0,5 и 3, при этом процесс осуществляется в основном при давлении окружающей среды. Значение pH электролита поддерживается ниже 3,5, так как при pH больше 3,5 возникает тенденция к образованию оксихлорида меди, например, атакамита  $\text{Cu}_2\text{Cl}_2(\text{OH})_2$ , образование которого мешает извлечению меди. Минерал 70, часто включающий Cu, Pb, Zn, Fe, Co, Ni, As, Sb, Bi, Hg, Ag и Au и металлы платиновой группы, подается в зону осаждения металла (и/или в зону растворенного металла, см. ниже), в результате чего начинается выщелачивание его электролитом. Выщелачивающая емкость, состоящая из группы выщелачивающих емкостей, обычно снабжена расположенными внутри емкости отстойниками для приема перемещаемого минерала и перемещаемого электролита, и каждый отстойник снабжен приспособлением для перенесения электролита из верхней части отстойника в выщелачивающую емкость. Таким образом, создается зона чистой жидкости, которая значительно выше зоны суспензии (образованной при подаче минерала), что является следствием различий в удельных весах. Это позволяет подавать электролит к суспензии минерала противотоком, формируя в верхней части свободный от частиц минерала электролит, так что минерал подается в первую выщелачивающую емкость и взаимодействует с электролитом, перенесенным из верхней части соответствующего отстойника, и затем минерал подается на отстой в первый отстойник перед тем, как он будет подан во вторую выщелачивающую емкость, причем электролит подается из второй выщелачивающей емкости в первый отстойник перед тем, как он будет подан в первую выщелачивающую емкость.

Поскольку минерал, перемещаясь в емкости для выщелачивания 1, проходит зоны с постепенно увеличивающимся окислительным потенциалом, то в каждой зоне соответствующий ей металл выщелачивается в значительно большей пропорции, что позволяет целенаправленно отбирать заданные металлы за счет отбора электролита из различных точек емкости для выщелачивания 1. После полного выщелачивания минерала процесс проводится так, чтобы сера, находящаяся в виде сульфидов в поступающем мине-

рале, выпадала в осадок с основным в виде элементарной серы (смотри ниже уравнения (1), (5) и (6)). Элементарная сера удаляется из процесса вместе со шламом 72, и затем может быть выделена из него с помощью традиционной техники в приспособлении 5 для выделения серы из шлама. Извлечение металла – первый цикл. Электролит удаляется из емкости для выщелачивания 1 двумя потоками 73 и 74. Потоком 73 электролит удаляется из зоны осаждения металла 46, в которой обычно находятся один или несколько металлов, которые необходимо извлечь. В одном варианте осуществления, при котором подаваемый на переработку минерал содержит свинец, никель и цинк, эти металлы могут выщелачиваться электролитом, удаляемым потоком 73 для последующего их извлечения.

На фиг.1 показано только извлечение свинца и цинка. (Кроме этого, когда минерал содержит медь, она может быть выщелочена электролитом, удаляемым вместе с потоком 73 из емкости для выщелачивания 1, а затем извлечена из него). Обычно, что существенно, все ионы меди, поступающие вместе с электролитом из зоны растворенного металла 45 в зону осаждения металла 46, осаждаются в зоне 46 (например, смотри ниже уравнения 8, 9 и 10). Таким образом, поток электролита 73, практически полностью освобождается от меди перед тем, как попадает в устройство очистки 18. Устройство очистки 18 предназначено для удаления из электролита любых присутствующих в нем примесей и/или металлов, которые могут повлиять на чистоту металлов, извлекаемых в процессе последующего электролиза. Поэтому устройство очистки 18 может включать ступени концентрации и/или фильтрации для извлечения примесей перед процессом очистки, имеющим вариации (смотри описание ниже со ссылкой на фиг.2). Таким образом, устройство очистки может включать одну или более ступеней, выбранных из трех различных возможных ступеней очистки, а именно: первую ступень очистки 48, вторую ступень очистки 49 и, может быть, третью ступень очистки отдельного металла. На первой ступени очистки удаляется серебро и ртуть; на второй ступени очистки удаляется любой дополнительный металл (металлы) до уровня, находящегося ниже значения, при котором они негативно влияют на последующий процесс электролиза, так что в конечном итоге получается очень чистый металл. В

числе удаляемых из потока 75 металлов могут быть железо, мышьяк, висмут, ртуть, сурьма и т.д. Очистка позволяет получить металл предельно высокой чистоты, которая существующими способами достигалась в редких случаях и только с большими трудностями. Кроме того, устройство очистки может включать одну или несколько вышеупомянутые первую, вторую и третью ступени. Когда в первом электролизере 9 получают свинец, третья ступень очистки включает пропускание электролита через слой частиц свинца. После очистки электролит подают в электролизер 9, имеющий катодное отделение 27 и анодное отделение 28.

На фиг.1 показан вариант, при котором свинец получают в первом электролизере, содержащем один или несколько катодов. Обычно, катоды выполнены так, как описано ниже (т.е. из листа меди с углублениями), и обычно продукт снимается с одного или нескольких катодов с помощью нескольких лопастей скребка. В электролизере 9 получают свинец 90, который отбирали со дна электролизера. Электролизер содержит диафрагму 12, не содержащую пор (диафрагма покрыта  $Ba_2SiO_3$ , как описано ниже), которая предохраняет электролит в катодном отделении (т.е. католит) от попадания в него электролита из анодного отделения (т.е. анолита). Католит из катодного отделения 27 затем очищается во втором устройстве очистки 41. Устройство очистки 41 обычно содержит три ступени очистки металла, очищающих металл, получаемый во втором электролизере 29. На фиг.1 показано устройство очистки 41, в котором содержится слой частиц цинка, через который пропускают использованный в электролизере свинца католит, за счет чего удаляется оставшийся в нем свинец и получается цинко-свинцовый продукт 76. В альтернативном варианте свинцово-цинковая смесь может быть получена в промежуточном электролизере (на фигуре не показан) перед тем, как католит будет подан в электролизер 29. Второй электролизер также содержит катодное отделение 30 и анодное отделение 31, разделенные диафрагмой 32. В электролизере 29 получают цинк 77 и отбирают его со дна электролизера. После этого использованный в электролизере цинка католит подают в анодное отделение электролизера 28, создавая в нем анолит. В альтернативном варианте осуществления, показанном штриховыми линиями 78, использованный в электролизере цинка ка-

толит может быть подан назад в анодное отделение первого электролизера, и в этом случае католит и анолит текут, скорее, параллельно, чем противоточно. Параллельное или противоточное движение анолита и католита может быть осуществлено и в группе, состоящей из трех и более электролизеров. В альтернативном варианте, в зависимости от состава минерала и того, какой металл необходимо удалить, все электролизеры могут быть соединены параллельно, или часть из них могут быть соединены параллельно, при этом анолит в конечном итоге возвращается в противоточную емкость для выщелачивания 1 (как описано ниже). В наиболее типичном случае электролит содержит много хлоридов и ионов меди. Ионы меди являются катализатором большого числа реакций выщелачивания, происходящих в противоточной емкости для выщелачивания 1 (смотри ниже), однако они не принимают участие в процессе получения металлов из потока электролита 73, отбираемого из зоны осаждения металла. Когда в потоке электролита 73 содержатся два или несколько галоидов, то в нем образуются два или несколько галоидных комплексов (далее — "галексов"). Галекс образуется возле какого-то конкретного или возле каждого анода в конкретном или каждом электролизере за счет окисления находящихся в растворе галоидов до образования галекса. (Типичная реакция окисления приведена в уравнении (15) ниже). Галекс имеет свойство накапливать в себе большое количество анодной энергии (смотри фиг.4), за счет чего обратный поток 79 имеет сильный окислительный потенциал. Подача анолита из электролизера 9 в емкость для выщелачивания 1 приводит к наличию высокого окислительного потенциала в зоне 43 выщелачивания галоидным комплексным соединением, что в значительной степени содействует выщелачиванию из минералов трудно выщелачиваемых металлов. Известно, что накопить энергию анода можно с помощью окисления ионов двухвалентного железа или одновалентной меди до трехвалентного железа или двухвалентной меди соответственно или с помощью окисления хлоридного раствора с получением газообразного хлора, но каждый из этих трех способов накопления анодной энергии имеет недостатки (указанные выше). Образование галекса устраняет эти недостатки и позволяет накопить большую энергию окисления для использования ее в зоне 43 вы-

щелачивания галоидным комплексным соединением.

Катод электролизера. Специальный катод может быть использован в электролизерах 9, 29 и 33, однако, помимо этого, этот катод может найти более широкое применение, а не только в этих электролизерах. Обычно этот катод изготавливают из листа меди, на котором сделано большое количество площадок для осаждения меди на них. Каждая площадка изолирована от всех других площадок за счет установки изоляторов между ней и другими площадками. Обычно площадки образуются за счет того, что в листе меди формируют множество углублений. Изоляторы располагают между углублениями, и они могут быть изготовлены из подходящих изоляционных материалов, например, из бутылкаучука. Бутылкаучук предотвращает осаждение металла между углублениями, и металл поэтому стремится расти из углублений в виде дендритов. Металл можно легко удалить с листа с помощью подвижных скребков с лопастями, снимающих металл с углублений, и металл падает на дно электролизера, где его собирают и извлекают.

Диафрагма. Специальная диафрагма может быть использована в электролизерах 9, 29 и 33, однако эта диафрагма может найти применение и в других электролизерах. При использовании диафрагма обычно закреплена вокруг анода электролизера на поддерживающем каркасе, например, каркасе из стеклопластика. Диафрагму обычно изготавливают закреплением (например, в виде покрытия) компаунда  $\text{Na}_2\text{SiO}_3$  на поддерживающей подложке (обычно в качестве поддерживающей подложки используют стеклоткань). При работе на диафрагме из  $\text{Na}_2\text{SiO}_3$  получается гель, который очень хорошо функционирует как проводник тока между анодным и катодным отделениями, и при этом не имеет пор. Диафрагма, к тому же, очень дешева в изготовлении по сравнению с известными диафрагмами, например, диафрагмой Nafion™ фирмы Du Pont.

Импеллер. В зоне аэрации 44 емкости для выщелачивания 1 может быть использован импеллер 26, показанный на фиг.3. Однако, использование этого импеллера не ограничивается только этим. Импеллер 26 имеет один конец 62, приспособленный для подсоединения к приводу, содержит соединительную деталь 63, включающую в себя вал импеллера. Соединительная деталь 63 выполнена так, что к ней может крепиться концевой узел 64,

имеющий лопасти, расположенные на его свободном конце. Через весь импеллер проходит осевое отверстие 65, выходящее в распределительный цилиндр 66, что обеспечивает подачу воздуха через полый вал импеллера в камеру цилиндра. Для выпуска воздуха из камеры цилиндра по его окружности проделаны продольные прорезы 67. Прорезы выпускают воздух в пространство между лопастями 68, расположенными, как правило, равномерно вокруг окружности цилиндра 66. Лопасти прикреплены к цилиндру и к диску 69, который является основанием или концом импеллера. Конструкция импеллера позволяет вдувать воздух в проходящую сквозь зону аэрации шлам минерала, так что частицы минерала адсорбируют на свою поверхность воздух, чем обеспечивается быстрое окислительное выщелачивание минерала.

На фиг.4 для трех различных электролитов приведен график зависимости окислительного потенциала от количества затраченной электрической энергии. Кривая 1 показывает накопление потенциала  $\text{BrCl}_2$  от +900 до +1000 мВ (относительно стандартного электрода из  $\text{Ag}/\text{AgCl}$ ) в электролите с концентрацией 280 г/л  $\text{NaCl}$  и 28 г/л  $\text{NaBr}$ . Кривая 1 отражает изменение окислительного потенциала  $\text{BrCl}_2$  в соответствии с приведенным ниже уравнением (15). Вторая половина кривой показывает увеличение КПД этой реакции по мере уменьшения содержания свободных ионов  $\text{Br}$ , и выделение газообразного хлора становится конкурирующей реакцией, повышающей окислительный потенциал. Кривая 2 показывает изменение окислительного потенциала раствора 280 г/л  $\text{NaCl}$ , не содержащего ионов  $\text{Br}$ , при немедленном выделении газообразного хлора, за которым следует добавка  $\text{NaBr}$ , останавливающая выделение газа. Кривая 3 показывает окислительный потенциал электролита, содержащего 280 г/л  $\text{NaCl}$ , 28 г/л  $\text{NaBr}$ , 12 г/л  $\text{Cu}^+$ . Участок под кривой между +680 мВ и +1000 мВ ( $\text{Ag}/\text{AgCl}$ ) показывает ту энергию, накопленную в растворе, которая может быть использована для выщелачивания, например, золота и которая может выщелочить подаваемый для выщелачивания трудноперерабатываемый минерал (минералы), например, пирит и арсенопирит. Анионный бромид может рассматриваться как ион брома, удерживающий молекулу хлора. Это говорит о том, что бромид в 1,59 раза более эффективен в весовом отношении по сравнению с железом, содержащем

двухвалентную медь, а кроме того у него есть то преимущество, что полученный с помощью электролиза свинец или цинк не содержат нежелательные примеси и образуются при высоком потенциале. Преимуществом использования в процессе выщелачивания галоидного комплекса в качестве составляющей вещества-окислителя является то, что галоидный комплекс образуется при более низком потенциале, чем газообразный хлор. Таким образом, электролит, содержащий галекс, образуется без газообразного хлора и соответствующих этому проблем.

Использование заявляемого "Способа получения металлов из минералов" и "Устройства для получения металлов из минералов" обеспечивает достижение технического результата, заключающегося в повышении производительности и выхода конкретного и каждого металла из минерала сложного состава. К этому следует еще добавить, что электрохимическое осаждение из раствора одновалентной меди имеет в восемь раз большую производительность, чем известные способы. Это заметный уход от известных способов получения меди. Преимуществом способа является то, что в отличие от многих существующих способов в нем используется значительно в меньшей степени подготовленный и/или очищенный минерал. Осуществление процесса при низкой температуре и давлении окружающей среды является особым преимуществом по сравнению с известными способами, требующими в основном высокой температуры и давления. Заявляемый способ устраняет недостатки многих существующих способов, поскольку сера в отличие от серной кислоты и газообразного сернистого ангидрида не требует утилизации. Описанный выше способ по настоящему изобретению дает значительные преимущества, включая сюда экономичное, удобное получение металлов высокой чистоты при малом уровне выброса загрязнений. Капитальные и эксплуатационные затраты значительно снижаются, благодаря простому и эффективному управлению параметрами процесса (т.е., низким температурой и давлением) при малой энергоёмкости и высокой прибыльности.

Заявляемый вариант способа получения металлов из минералов в конкретном примере реализуется при работе устройства для получения металлов из минералов следующим образом.

При выщелачивании из минерала одного или более металлов минерал 70

(фиг.1) подают на выщелачивание в ёмкость для выщелачивания 1 в зону 15 слабого окислительного потенциала процесса выщелачивания с помощью приспособления 2 для приема минерала, которое установлено на ёмкости для выщелачивания 1 в зоне 15 слабого окислительного потенциала процесса выщелачивания. Электролит 71 (фиг.2) с сильным окислительным потенциалом и кислотным рН подают для его взаимодействия с минералом 70 (фиг.1) в зону сильного окислительного потенциала процесса выщелачивания через приспособление 3 для приема электролита, которое установлено на ёмкости для выщелачивания 1 в зоне 16 сильного окислительного потенциала процесса выщелачивания. В процессе выщелачивания электролит 71 перемещают из зоны 16 сильного окислительного потенциала процесса выщелачивания в зону 15 слабого окислительного потенциала процесса выщелачивания с помощью приспособления 17 для перемещения электролита от зоны сильного окислительного потенциала процесса выщелачивания к зоне слабого окислительного процесса выщелачивания, а минерал 70 перемещают из зоны 15 слабого окислительного потенциала процесса выщелачивания в зону 16 сильного окислительного потенциала процесса выщелачивания в противоточном направлении относительно потока электролита. При этом электролит находится в непрерывном взаимодействии с минералом, выщелачивая из него по меньшей мере некоторое количество одного или более металлов за счет понижения своего окислительного потенциала. Затем из зоны 15 слабого окислительного потенциала процесса выщелачивания удаляют электролит 71 вместе с содержащимися в нем одним или более металлов и частично или практически полностью выщелоченный минерал. При этом в электролит 71, подаваемый в зону 16 сильного окислительного потенциала процесса выщелачивания, вводят одно или несколько комплексных галоидных соединений.

Описанное выше со ссылкой на фиг.1 противоточное выщелачивающее устройство, которое содержится в заявляемом "Устройстве для получения металлов из минералов" содержит четыре зоны (43, 44, 45, 46). При получении меди зона 46 осаждения металла (меди) может быть исключена. В альтернативном варианте осуществления, когда медь не извлекают, т.е. при отсутствии цикла извлечения меди и

потока электролита 74, наиболее предпочтительно, чтобы в электролите были ионы меди. Ионы меди играют роль катализатора при выщелачивании галексом в зоне выщелачивания галогидным комплексным соединением (смотри уравнение (14)), при окислительном выщелачивании в зоне аэрации 44 (и осаждении железа, смотри уравнение (12)), и при выщелачивании минерала (при частичном выщелачивании свинца) в зоне 45 растворенного металла (смотри, например, уравнение (1) и (9)). Ионы меди в противоточном выщелачивающем устройстве 10 претерпевают ряд превращений, однако наиболее существенное превращение – это превращение из двухвалентного иона меди (+2) в зоне выщелачивания галогидным комплексным соединением в ион одновалентной меди (+1) в зоне растворенного металла. Минерал 70 подают в зоны осаждения металла и растворенного металла или в любую из них, где он вступает во взаимодействие с электролитом 71. В зоне осаждения металла 46 большая часть присутствующих в электролите ионов меди осаждается в виде сульфидов либо одно-, либо двухвалентной меди, выщелачивания при этом сульфиды минерала (согласно уравнениям (8), (9) и (10)). Такие металлы, как свинец, никель, цинк и молибден выщелачиваются и/или остаются в электролите (при выщелачивании выше по потоку) и выходят из устройства с потоком 73 для последующего извлечения. В преимущественном варианте осуществления зона 46 осаждения металла может быть отделена от процесса противоточного выщелачивания за счет того, что, например, минерал, подаваемый в устройство, поступает из отстойника, разделяющего зону осаждения металла и зону растворенного металла 45. В отстойник подают частично выщелоченный минерал из отдельной системы выщелачивания/извлечения металла. Таким образом, например, для легко выщелачиваемых металлов, одновременно может быть организована отдельная система извлечения металла так, что этот металл (например, свинец) будет уже частично выщелочен из подаваемого в емкость для выщелачивания 1 минерала. Такой отдельно выщелоченный металл не играет роли в дальнейшем процессе. Конечно, в таком предпочтительном варианте осуществления зона 46 осаждения металла может быть в качестве части устройства, но подаваемый материал может быть при этом уже частично выщелоченным в отношении одного или нескольких

легковывщелачиваемых металлов. Частично выщелоченный в зоне 46 осаждения металла минерал подают в зону 45 растворенного металла, где окислительный потенциал выше, чем в зоне осаждения металла, и процесс выщелачивания продолжается. Находящаяся в зоне растворенного металла двухвалентная медь вызывает выщелачивание сульфидных минералов (смотри, например, уравнение (1)), и это дает, между прочим, одновалентную медь, двухвалентное железо и элементарную серу. Сера осаждается в шламе и больше в реакциях не участвует. Затем сера выводится из устройства вместе со шламом 72 и выделяется в виде продукта 80. Таким образом, в зоне 45 растворенного металла выщелачивание осуществляется в значительной степени благодаря двухвалентной меди, которая в свою очередь восстанавливается до одновалентной меди по мере выщелачивания минерала. Отобранный в виде потока 74 из емкости для выщелачивания 1 электролит содержит растворенную медь, преимущественно в виде одновалентной меди, что благоприятно с точки зрения электрохимического извлечения меди. Сейчас во многих процессах электролиза осаждают двухвалентную медь. При электрохимическом осаждении одновалентной меди затрачивается примерно только половина электроэнергии, требуемой для электрохимического осаждения двухвалентной меди. Кроме того, если содержащий одновалентную медь электролит имеет высокую степень чистоты, то в электролизере можно использовать катодный ток значительной большей плотности, что увеличивает электрохимическое осаждение меди. Более подробно процесс получения меди описан ниже. Затем частично выщелоченный минерал подают в зону аэрации 44 для дальнейшего выщелачивания. Кислород воздуха 81 подают в зону аэрации, обычно применяя импеллер с осевой подачей воздуха, как описано ниже. Окисление электролита воздухом вызывает окисление одновалентной меди до двухвалентной (смотри уравнение (11)). С помощью аэрации поддерживается также постоянное значение pH электролита. Наиболее важно, что аэрация вызывает осаждение выщелоченного железа (обычно в виде трехвалентного железа). Соответствующие химические реакции приведены в не основных уравнениях (11), (12) и (13), объединение которых дает уравнение (14). Таким образом, в шламе осаждается  $\text{FeOOH}$  (желтая окись железа) и затем

выводится из емкости для выщелачивания 1 со шламом 72 через приспособление 4 для отбора шлама из емкости для выщелачивания.

Чтобы лучше понять процесс выщелачивания в зоне аэрации 44 в случае, если подаваемый минерал содержит халькопирит, следует обратиться к уравнению (15). Затем выщелоченный с помощью окислительного выщелачивания минерал подается из зоны аэрации 44 в зону 43 выщелачивания галлоидным комплексным соединением. Все остающиеся еще не выщелоченными минералы полностью выщелачиваются в зоне выщелачивания галлоидным комплексным соединением, поскольку в этой зоне очень высок окислительный потенциал. Галекс, образовавшийся у анодов электролизеров 9 и 29 первого цикла и в электролизере меди 33 (второго цикла), поступает вместе с обратным потоком 79 электролита в зону 43 выщелачивания галлоидным комплексным соединением. Галекс выщелачивает трудно выщелачиваемые сульфиды минералов (смотри, например, уравнение (17)), а также трудное для выщелачивания золото (смотри, например, уравнение (18)). Галекс также реагирует с ионом одновалентной меди, в результате чего получается ион двухвалентной меди, который в дальнейшем участвует в окислительном выщелачивании минерала (смотри уравнение (15)).

Двухвалентная медь может быть также получена из одновалентной меди у анода 34 анодного отделения 37 дополнительного электролизера 33 – электролизера меди. Двухвалентную медь возвращают назад в зону 43 выщелачивания галлоидным комплексным соединением для поддержки процесса выщелачивания минерала в ней. Выщелоченное в зоне 43 выщелачивания галлоидным комплексным соединением золото извлекают в устройстве 47 извлечения золота, подавая в устройство извлечения золота поток электролита 82. Таким образом, продемонстрированы те многочисленные преобразования ионов меди, происходящие в емкости для выщелачивания 1, в котором медь находится по существу в виде двухвалентной меди в зоне 43 выщелачивания галлоидным комплексным соединением, в виде большей частью одновалентной меди в зоне 45 растворенного металла и в виде осадка в зоне 46 осажденного металла.

Процесс извлечения золота. Содержащий выщелоченное золото поток 82 электролита подается в устройство 47 извлече-

ния золота, содержащее слой активированного углерода. Поток 83 использованного католита из катодного отделения 38 электролизера 33 подается в устройство 47 извлечения золота для взаимодействия с потоком электролита 82. Использованный католит имеет низкий окислительный потенциал и при взаимодействии с электролитом снижает  $E_h$  раствора ниже +600 мВ (Ag/AgCl), вызывая выпадение из раствора золота, которое адсорбируется поверхностью активированного углерода. Перед извлечением золота продукт углерод/золото удаляется из устройства 47 в виде потока 84. Поток электролита 82 без извлеченного из него золота возвращается в зону 43 выщелачивания галлоидным комплексным соединением. Поскольку золото выщелачивается в виде находящихся в растворе ионов, оно очень просто извлекается из него без использования цианирования и связанных с этим процессом проблем. Способ получения золота эффективен, выгоден и экономичен. На фиг.5 показано выщелачивание с помощью галекса, образованного у анода. Золото может быть полностью и быстро извлечено из минерала, увеличивая эффективность способа.

Процесс извлечения меди. Согласно фигурам 1 и 2 (на которых одинаковыми числами обозначены одинаковые устройства), но в первую очередь согласно фиг.1 медь получают во втором цикле, сначала отбирая поток электролита 74 из зоны 45 растворенного металла, очищая этот электролит в устройстве очистки 42, а затем извлекая медь электрохимическим осаждением в электролизере перед тем, как электролит возвращают в емкость для выщелачивания 1. В потоке 74 медь находится преимущественно в одновалентном состоянии и поэтому электрохимическое осаждение требует значительно меньше энергии (примерно вдвое меньше, чем требуется при электрохимическом осаждении двухвалентной меди). Устройство очистки 42 удаляет из электролита твердые частицы (например, на концентрате 19), образуя шлам 85, удаляемый из процесса. На первой ступени 48 (фиг.2) устройство очистки удаляется серебро, и, если имеется, – ртуть в виде потока 60. На второй ступени 49 устройства очистки удаляются любые металлы, которые впоследствии могут быть вредными примесями или ухудшать степень чистоты меди при ее извлечении в электролизере. Остальные металлы удаляются в виде потока металлов 87, и при произ-

водстве меди ими могут быть Pb, Zn, As, Sb, Ni, Fe, Co и т.д. Эти металлы затем могут быть извлечены с помощью известных способов. После очистки электролит подают в электролизер 33 для электрохимического осаждения. Главным образом одновалентная медь, находящаяся в электролите, восстанавливается в катодном отделении 38 и получается медь, отбираемая в виде потока 88. Частицы меди отфильтровываются, промываются и сушатся в устройстве 59, а затем могут быть спрессованы в брикеты в брикетирующем устройстве 60 или из них может быть изготовлен провод в формующей машине 61. Католит из катодного отделения 38 подают в анодное отделение 37 в виде потока католита 89. Это делается потому, что диафрагма 36 является непроницаемой для протекания электролита между анодом и катодом, но одновременно она проводит ток. (Более подробно диафрагма будет описана ниже). В анодном отделении одновалентная медь, находящаяся в перенесенном в него электролите, окисляется до двухвалентной меди, здесь также образуется галекс. Полученный анолит затем подается в емкость для выщелачивания 1 в виде обратного потока 79 электролита. Обычно электролит, содержащий 80 г/л одновалентной меди, подается в электролизер 33, а в процессе электролиза 50 г/л меди образуется на катоде и 30 г/л одновалентной меди переносится потоком 89 в анодное отделение. Как правило, большая часть из этих 30 г/л одновалентной меди окисляется до двухвалентной меди. Таким образом, в возвращаемом электролите, содержащем галекс, находится преимущественно двухвалентная медь, за счет чего он имеет высокий окислительный потенциал для осуществления выщелачивания минерала в зоне выщелачивания галоидным комплексным соединением.

На фиг.2 иллюстрируется способ, в котором используется упомянутая емкость для выщелачивания 1, состоящая из пяти емкостей: 24, 23, 22, 21, 20. Слева направо: обычно первая емкость может включать зону 43 выщелачивания галоидным комплексным соединением, обе или каждая из двух последующих емкостей могут содержать зону аэрации 44, в которую подается воздух 81, четвертая и пятая емкости образуют зону слабого окислительного потенциала, обычно зону 45 растворенного металла. Однако следует понимать, что возможны многие варианты конструкции устройства. Согласно

фиг.2, минерал часто поступает непосредственно от горнодобывающего предприятия и поэтому его дробят и измельчают - 50, обогащают методом флотации - 51, концентрируют - 52 и фильтруют - 53 перед подачей в емкость для выщелачивания 1. Хвосты от фильтрации удаляют в отходы - 54, как и шламы - 72 удаляют в отходы 58. Шлам 85 от концентратора 19 и шлам 72 от емкости для выщелачивания 1 подвергают гидроударной обработке в гидроударной установке 55, фильтруют на фильтрационной установке 56 и подают для отделения серы от шлама в устройство извлечения серы 57, получая серу в виде потока 80. Первая ступень очистки может присутствовать в любом или во всех устройствах очистки 18, 42 и 41 и она показана на фиг.2 как устройство 48. Первая ступень очистки подробно изложена в примере 5, и она включает электрохимическое осаждение (с добавкой ионов ртути) током малой плотности на катоде с большой площадью поверхности, изготовленном предпочтительно из титана. На катоде образуется амальгама Cu/Hg/Ag, которую снимают так же, как в электролизерах 9, 29 и 33. Амальгама может быть растворена в обратном потоке анолита от электролизера меди, который разлагает амальгаму на двухвалентную медь и двухвалентную ртуть, которые возвращают обратно на первую стадию очистки.

Разбавление получающегося возвратного раствора анолита осаждает хлорид серебра, из которого затем можно получить серебро термической обработкой. Обычно первая ступень очистки включает этап взаимодействия с медью, при котором электролит сначала подают на элементарную медь, связывая тем самым серебро и уменьшая содержание серебра в электролите до 15 частей на миллион, а затем его подают в электролизер серебра. Электролизер серебра обычно содержит импеллер, производящий перемешивание, а также медный анод, окруженный сетчатым цилиндрическим катодом из титана. Медный анод может быть выполнен в виде впрессованных в титановую сетку медных гранул или брикетов. Первая ступень очистки позволяет очистить раствор практически от всего серебра, достигая высокой степени очистки, и одновременно относительно легко получить серебро как конечный продукт. Вторая ступень очистки может присутствовать в любом или во всех устройствах очистки 18, 42 и 41. Электролит подают из первой ступени

очистки во вторую ступень очистки, которая по существу представляет собой обработку повышением pH и разделением. Значение pH электролита увеличивается с уровня ниже 3,5 до уровня значения pH обычно от 6 до 6,5. Однако за высшим уровнем следят, чтобы одновалентная медь не выпадала в осадок. В сильно концентрированных растворах хлоридов одновалентная медь сохраняет свою стабильность до pH равном приблизительно 6,5–6,7 (смотри уравнение (3)). Предпочтительно добавлять карбонат натрия  $\text{Na}_2\text{CO}_3$ , повышая pH, и, что необязательно, источник ионов двухвалентного железа. Мышьяк и железо уходят при значениях pH равных приблизительно 4–5 в виде  $\text{FeAsO}_4$ , цинк – в виде  $\text{ZnCO}_3$  при pH равном приблизительно 5,5, а такие металлы, как висмут, свинец и сурьма – при pH равном 5,5–6 в виде  $\text{BiOCl}$ ,  $\text{PbO}$  и  $\text{Sb}_2\text{O}_3$ . Электролит отделяют от осажденных солей, которые удаляют в виде потока 87. После этого электролит подготовлен к получению меди электрохимическим осаждением

в электролизере 33. Согласно известным способам медь осаждают электрохимическим способом обычно из раствора сульфата меди при плотности тока в районе  $250 \text{ A/m}^2$ . Известные способы позволяют получить медь с уровнем чистоты 99,99%. Очистка же в первой и второй ступени согласно настоящему изобретению вместе с уникальной конструкцией устройства для получения металлов из минералов позволяют получить медь методом электрохимического осаждения из высокочистого раствора одновалентной меди (медь при этом имеет уровень чистоты 99,999%). Поскольку электролит имеет высокую степень чистоты, то плотность катодного тока может быть увеличена до  $1000 \text{ A/m}^2$ , т.е. она в 4 раза больше, чем плотность тока в известных способах. К этому следует еще добавить, что электрохимическое осаждение из раствора одновалентной меди имеет в восемь раз большую производительность, чем известные способы. Это заметный уход от известных способов получения меди.

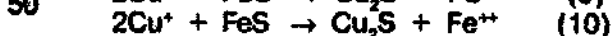
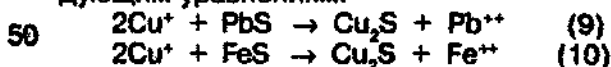
#### Уравнения

1.  $\text{CuFeS}_2 + 3\text{Cu}^{++} \rightarrow 4\text{Cu}^+ + \text{Fe}^{++} + 2\text{S}^0$
2.  $\text{Cu}^{++} + \text{Fe}^{++} \rightarrow \text{Cu}^+ + \text{Fe}^{+++}$
3.  $\text{Cu}^+ + 3\text{Cl}^- \rightarrow \text{CuCl}_3^-$
4.  $\text{Cu}^{++} + \text{Cl}^- \rightarrow \text{CuCl}^+$
5.  $\text{CuFeS}_2 + 3/4\text{O}_2 + 1/2\text{H}_2\text{O} \rightarrow \text{FeOOH} + \text{CuS} + \text{S}^0$
6.  $\text{CuS} + \text{CuCl}^+ + 5\text{Cl}^- \rightarrow \text{CuCl}_3^- + \text{S}^0$
7.  $\text{CuCl}_3^- \rightarrow \text{CuCl}^+ + 2\text{Cl}^- + \text{e}^-$
8.  $\text{CuFeS}_2 + 2\text{Cu}^+ \rightarrow \text{CuS} + \text{Cu}_2\text{S} + \text{Fe}^{++}$
9.  $\text{PbS} + 2\text{Cu}^+ \rightarrow \text{Cu}_2\text{S} + \text{Pb}^{++}$
10.  $\text{FeS} + 2\text{Cu}^+ \rightarrow \text{Cu}_2\text{S} + \text{Fe}^+$
11.  $2\text{Cu}^+ + 1/2\text{O}_2 + 2\text{H}^+ \rightarrow 2\text{Cu}^{2+} + \text{H}_2\text{O}$
12.  $\text{Fe}^{2+} + 2\text{H}_2\text{O} \rightarrow \text{FeOOH} + 3\text{H}^+$
13.  $\text{Fe}^{2+} + 2\text{Cu}^+ + 3/4\text{O}_2 + 1/2\text{H}_2\text{O} \rightarrow \text{FeOOH} + 2\text{Cu}^{2+}$
14.  $\text{CuFeS}_2 + \text{Cu}^{2+} + 3/4\text{O}_2 + 1/2\text{H}_2\text{O} \rightarrow 2\text{Cu}^+ + \text{FeOOH} + 2\text{S}^0$
15.  $\text{BrCl}_2^- + 2\text{Cu}^+ \rightarrow \text{Br}^- + 2\text{Cu}^{++} + 2\text{Cl}^-$
16.  $\text{Br}^- + 2\text{Cl}^- \rightarrow \text{BrCl}_2^- + 2\text{e}^-$
17.  $2\text{BrCl}_2^- + 2\text{CuFeS}_2 \rightarrow 2\text{Cu}^+ + 2\text{Fe}^{++} + 3\text{Br}^- + 6\text{Cl}^- + 4\text{S}^0$
18.  $3\text{BrCl}_2^- + 2\text{Au}^0 \rightarrow 2\text{Au}^{3+} + 3\text{Br}^- + 6\text{Cl}^-$

Следующие примеры иллюстрируют варианты осуществления способа, которые не следует понимать в ограничивающем смысле.

**Пример 1.** Этот пример показывает извлечение растворимой меди из используемого в способе электролита, осуществляемое в зоне растворенного металла 46 емкости для выщелачивания 1 при помощи реакции обмена со свинцом, находящемся в галените, и железом, на-

ходящимся в пирротине, согласно следующим уравнениям:



Пять килограммов концентрата халькопирита смешали с 10 литрами электролита, содержащем 280 г/л  $\text{NaCl}$ , 28 г/л  $\text{NaBr}$  и 32,4 г/л ионов меди в одновалентном состоянии при pH равном 2,7. Температура в течение 60 минут поддерживалась на уровне  $85^\circ\text{C}$ .

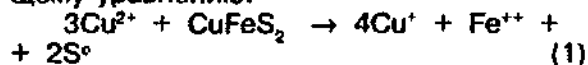
## Результаты

Время, мин	Состав раствора, г/л		
	Cu	Pb	Fe
0	32,4	0	0
10	16,0	9,2	0,8
20	11,2	15,2	5,2
30	8,0	15,6	6,0
40	5,6	16,4	7,2
60	0,4	18,4	8,0

Состав твердого осадка, %	Cu	Fe	Pb
Концентрат меди	30,3	28,6	3,6
Остаток после реакции	35,4	25,0	0,4

За 60 мин 99% меди выпало из раствора в осадок, а 91% свинца и 13% железа растворилось.

Пример 2. Этот пример показывает уменьшение в растворе используемого в способе электролита количества растворенной двухвалентной меди и переход ее в одновалентную медь в зоне растворенного металла согласно следующему уравнению:

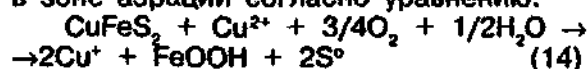


## Результаты

Время, мин	Состав раствора, г/л		
	Cu <sup>+</sup>	Pb <sup>++</sup>	Fe
0	71,1	7,0	0,2
0,5	73,8	5,0	0,8
1,0	76,6	2,9	1,4
2,0	78,1	1,8	1,7
3,0	79,7	0,9	2,2

Содержание двухвалентной меди за три часа уменьшилось с 10 до 1%.

Пример 3. Этот пример показывает комбинированное окисление воздухом и окисление двухвалентной медью халькопирита в процессе выщелачивания в зоне аэрации согласно уравнению:



Остаток после реакции из примера 2 (1,4 кг) смешали с 14 л электролита, содержащего 280 г/л NaCl, 28 г/л NaBr и 31,1 г/л растворимой меди, в которой 0,8 г/л составляла двухвалентная медь. Емкость для выщелачивания была снабжена

В зоне растворенной меди емкости для выщелачивания 1 поданный из зоны аэрации электролит взаимодействует с медным концентратом, поданным из зоны осажженной меди. Остаток после реакции из примера 1 (2,2 кг) смешали с 10 л электролита, содержащего 280 г/л NaCl, 28 г/л NaBr, 71 г/л одновалентной меди и 7 г/л двухвалентной меди при pH равном 2,6. Температура в течение 3 часов поддерживалась на уровне 85°C.

45 фильтровальным "носом" (насадкой), что позволяло удалять чистый электролит, который прокачивали через анодное отделение небольшого электролизера и возвращали к шламу от выщелачивания. Находящаяся в чистом электролите одновалентная медь окислялась до двухвалентной меди в электролизере, в который подавался постоянный ток. Одновременно в шлам подавался воздух с помощью импеллера "флотационного" типа, что поддерживало pH на постоянном уровне в промежутке от 2 до 3 при возрастании отношения двух-/одновалентная медь до 80%.

## Результаты

Время, ч	Состав раствора, г/л			
	Cu <sup>(всего)</sup>	Cu <sup>++</sup>	Fe	pH
0	30,0	2,8	0	2,0
3	38,5	8,7	1,1	2,4
6	55,9	14,7	0	2,8
9	59,7	19,0	0	2,8
12	62,0	32,7	0	2,8
15	62,0	51,2	0	2,0

Состав твердого осадка, %	Cu	Fe
Осадок выщелачивания в зоне растворенной меди	31,5	24,4
Осадок выщелачивания в зоне аэрации	1,7	28,4

Более 95% меди было выщелочено электролитом, максимальное содержание железа в котором составляло 1,1 г/л, при этом отношение количества двухвалентной меди ко всей меди увеличилось с 9% до 83%.

Пример 4. Этот пример показывает выщелачивание остаточной меди галлоидным комплексным соединением в зоне выщелачивания галлоидным комплексным соединением и выщелачивание золота согласно уравнениям (17) и (18). Использованное в примере 3 устройство было усовершенствовано тем, что импеллер "флотационного" типа был заменен на импеллер с осевым потоком, а емкость для выщелачивания была уплотнена. Чистый электролит снова прокачивался через анодное отделение небольшого

электролизера, что превращало остаток одновалентной меди в двухвалентную медь. В этом месте окислительно-восстановительный потенциал (ОВП) электролита составлял приблизительно 450 мВ (по отношению к стандартному электроду из Ag/AgCl). Галекс образовывался у анода в не содержащем остаточной одновалентной меди электролите, и окислительно-восстановительный потенциал постепенно увеличивался. На фиг. 4 показана зависимость между накопленной в электролите электрической энергией и окислительно-восстановительным потенциалом. Постоянное напряжение поддерживалось до тех пор, пока окислительно-восстановительный потенциал не стабилизировался при значении приблизительно 700 мВ (Ag/AgCl), что обеспечивало выщелачивание меди и золота.

## Результаты

Время, ч	Состав раствора, г/л					
	Cu <sup>(всего)</sup>	Cu <sup>++</sup>	Fe	Au, ч. на млн	pH	ОВП (Ag/AgCl)
0	62,0	51,2	0	0	2,0	400
2	62,0	57,8	0,2	0	1,8	420
4	62,0	62,0	1,9	0	1,3	450
6	62,0	62,0	2,4	1,5	0,8	700

Состав твердого осадка, %	Cu	Fe	Ag	Au, ч. на млн
Осадок выщелачивания - Ступени 3	1,7	28,4	<1	13,5
Осадок выщелачивания - Ступени 4	0,36	23,0	<1	0,45

Общая степень выщелачивания в зоне выщелачивания галоидным комплексным соединением составила для меди 99%, для золота 98%.

**П р и м е р 5.** Этот пример показывает процесс очистки концентрированного электролита от растворенного серебра (первая ступень очистки). Первая ступень очистки включает электрохимическое осаждение током малой плотности на титановом катоде с сильноразвитой поверхностью при добавлении ионов ртути. Амальгама Cu/Hg/Ag удаляется с катода таким же образом, как и готовая медь. В электролизере используются медные аноды, которые конструктивно могут быть выполнены в виде медных брикетов в титановой сетке. Амальгаму разлагали в возвратном анолите с образованием ионов двухвалентной меди и двухвалентной ртути, которые растворимы в воде. Разбав-

лением электролита осаждали хлорид серебра, из которого затем получали серебро методом термического разложения. Ионы двухвалентной меди, двухвалентной ртути и остаточного серебра возвращали в электролизер, в котором извлекается серебро. В случае увеличения содержания в системе ртути из-за ее наличия в подаваемом на обработку минерале использовали ее осаждение из отводного потока на металлической меди. Сорок литров концентрированного электролита, содержащего 81,1 г/л меди в виде одновалентной меди и 15 частей на миллион серебра, были тщательно перемешаны в электролизере при температуре 85°C, к которому подводился постоянный ток силой 10А. Площадь поверхности катода составляла 0,25 м<sup>2</sup>, а плотность тока составляла 40 А/м<sup>2</sup>. В электролизер подавался со скоростью 4 мл/мин раствор ртути, имевший концентрацию 10 г/л.

#### Результаты

Время, ч	Состав раствора		
	Ag, ч. на млн	Cu, г/л	Hg, ч. на млн
0	15	81,1	—
1	6	80,5	—
2	2	79,9	—
3	0,8	79,4	—
4	0,3	78,8	—
5	0,17	78,2	<0,2

Испытания прекратили при значении уровня содержания серебра 0,17 частей на миллион по прошествии 5 часов. Теоретическое значение уровня содержания серебра для получения меди, соответствующей требованиям степени чистоты А по стандарту L.M.E. (Ag 25 ч. на млн), равняется 1,25 части на миллион. Очистка же от серебра до уровня < 0,2 части на миллион в принципе позволяет получить медь со степенью чистоты 99,999%. Остаточное количество ртути в электролите по завершении испытания составило 0,2 ч. на млн.

**П р и м е р 6.** Этот пример показывает процесс очистки от ионов загрязняющих металлов иных, чем серебро или ртуть (вторая ступень очистки). Вторая ступень очистки основана на высокой ста-

бильности одновалентной меди при значениях pH вплоть до приблизительно 6. Уровень содержания двухвалентной меди в электролите от первой стадии после удаления серебра почти равен нулю. Это важно, так как двухвалентная медь неустойчива при значениях pH выше 2,8–3,0 и образует нерастворимое соединение – оксихлорид. Значения pH электролита повышают до 6,0, добавляя карбонат натрия, и загрязняющие примеси осаждаются в виде сложной смеси оксидов и карбонатов, которая легко отстаивается и фильтруется. Сорок литров электролита из примера 5 очищали при температуре 85°C, добавляя раствор карбоната натрия в виде 40% (вес/объем) раствора. При больших объемах производства может быть использован сухой карбонат натрия.

## Результаты

Время, мин	Состав раствора, г/л					
	Cu	Pb	Zn	Fe	As ч. на млн	pH
0	78,2	3,2	4,1	1,7	56,4	2,47
30	78,2	3,0	4,1	1,3	43,1	4,91
60	78,2	2,8	3,6	0,52	17,2	5,05
90	78,2	2,6	3,6	0,14	4,6	5,23
120	78,2	2,5	3,4	0,02	0,66	5,82
140	78,2	2,4	3,2	5 ч. на млн	<1 ч. на млн	5,92
160	76,2	2,4	3,2	5 ч. на млн	<1 ч. на млн	6,21

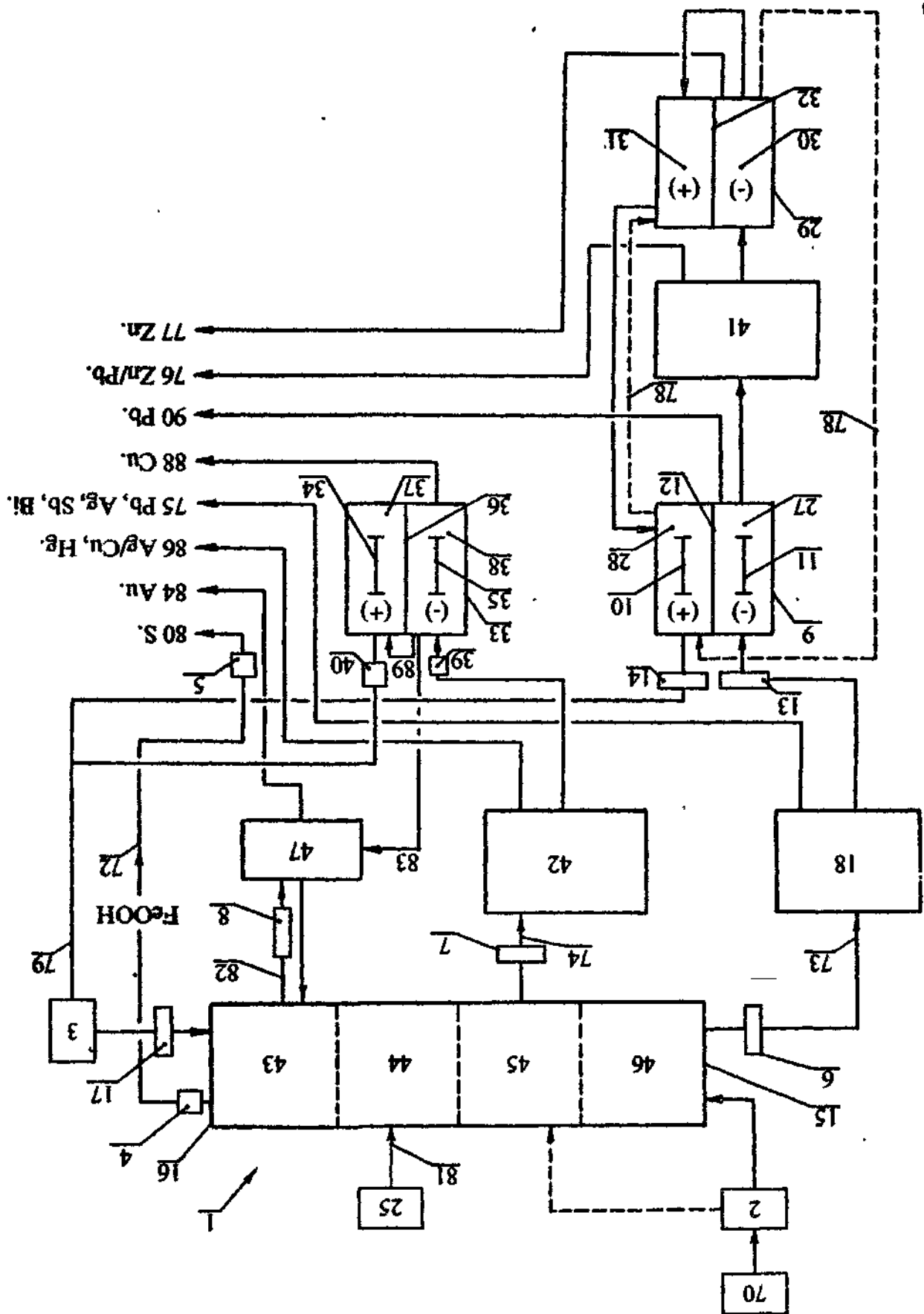
Железо, цинк и свинец осаждались одновременно.

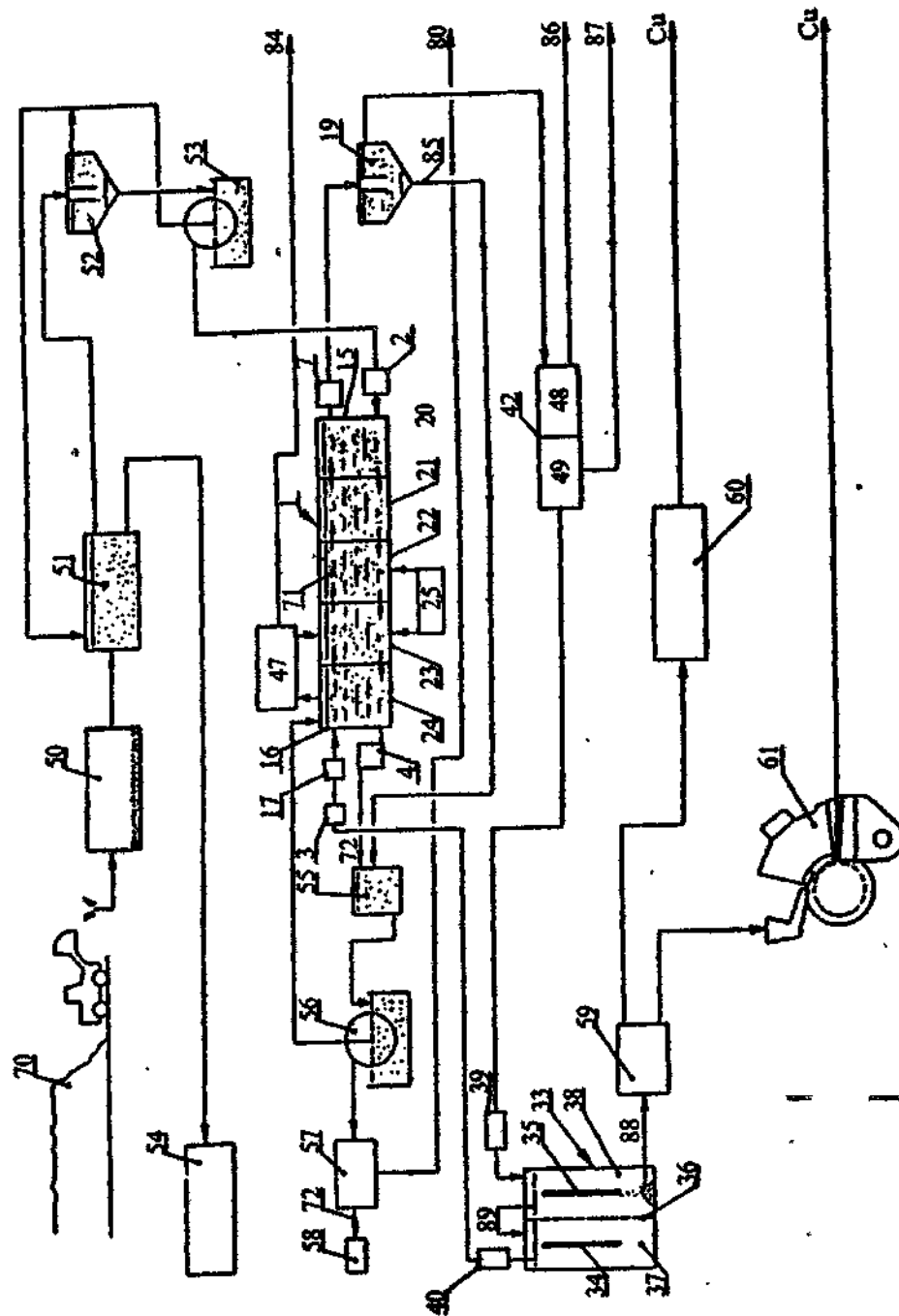
При выпадении в осадок основной части железа значение pH было около 5 и оставалось постоянным, а затем продолжало подниматься, пока при значении pH равном 6,0-6,2 не начала осаждаться медь. Добавление соли щелочного металла было прекращено при pH равном 5,9 перед потерей меди, но низкая скорость реакции остатка соли щелочного металла привела к повышению pH до 6,2 и к потере меди в количестве 2 г/л. Из-за этого повышения необходимо на этой ступени тщательно следить за значением pH. Свинец и цинк стабилизировались при концентрациях 2,4 и 3,2 г/л соответственно, но при этом уровне концентрации они не загрязняют извлекаемую медь. Количество железа и мышьяка снизилось до 5 частей на миллион и 1 части на миллион соответственно. Содержание сурьмы и висмута не контролировалось в течение опыта, но анализ конечного очищенного электролита показал, что их количество составило 1 части на миллион и 2 частей на миллион соответственно.

При использовании заявляемого варианта способа получения металлов из минералов ожидается достижение техни-

ческого результата, заключающегося в повышении производительности и степени выщелачивания конкретного и каждого металла из минерала сложного состава. Преимуществом использования в процессе выщелачивания галогенного комплекса в качестве составляющей вещества-окислителя является то, что галогенный комплекс образуется при более низком потенциале, чем газообразный хлор. Таким образом, электролит, содержащий галекс, образуется без газообразного хлора и соответствующих этому проблем. Описанный выше способ по настоящему изобретению дает значительные преимущества, включая сюда экономичное, удобное получение металлов высокой чистоты при малом уровне выброса загрязнений. Капитальные и эксплуатационные затраты значительно снижаются, благодаря простоте и эффективному управлению параметрами процесса (так как не используются высокие температуры и давление) при малой энергоемкости и высокой производительности.

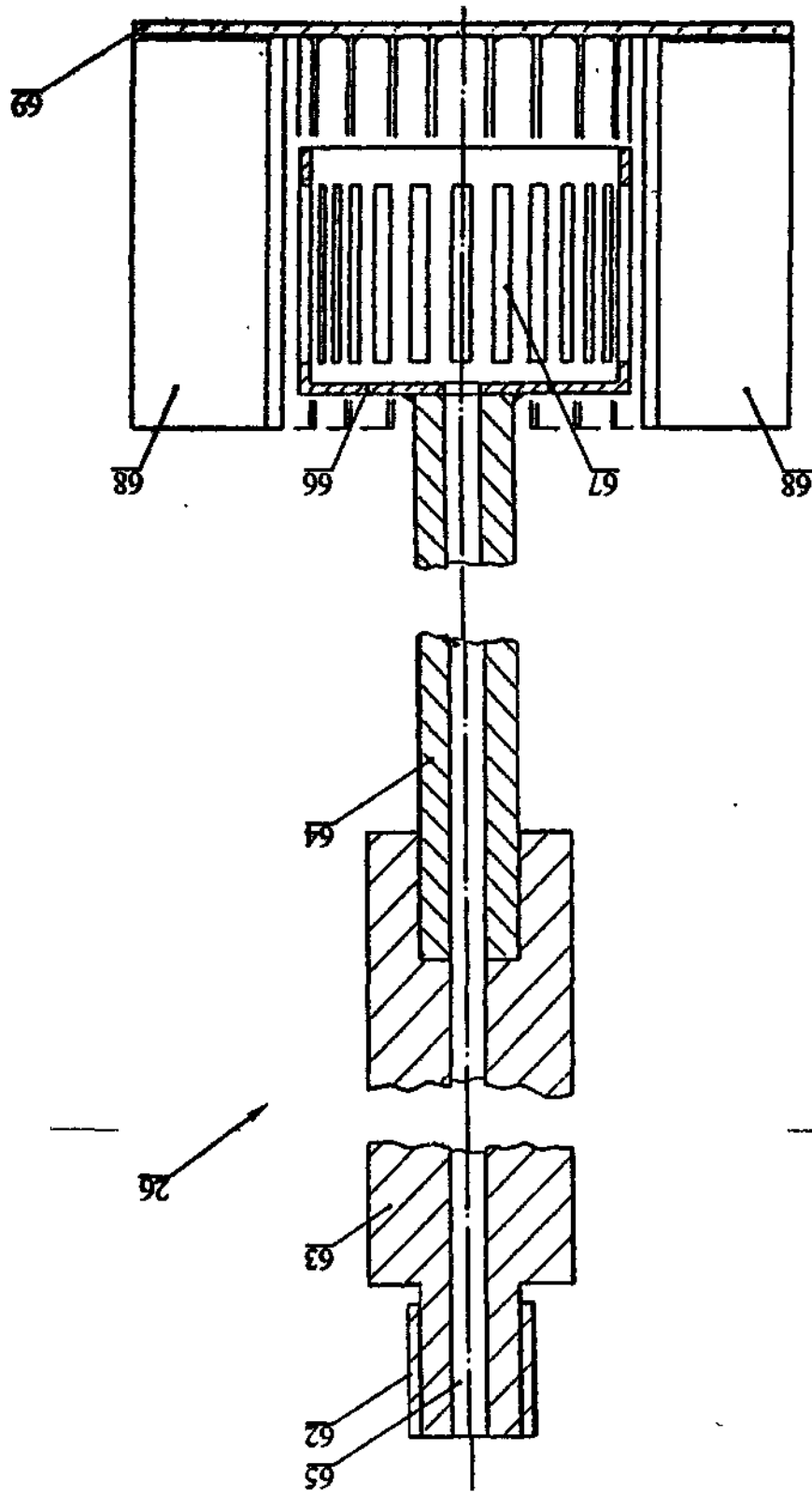
Поскольку изобретение было описано со ссылкой на несколько предпочтительных вариантов, то следует понимать, что изобретение может быть осуществлено и во многих других вариантах.



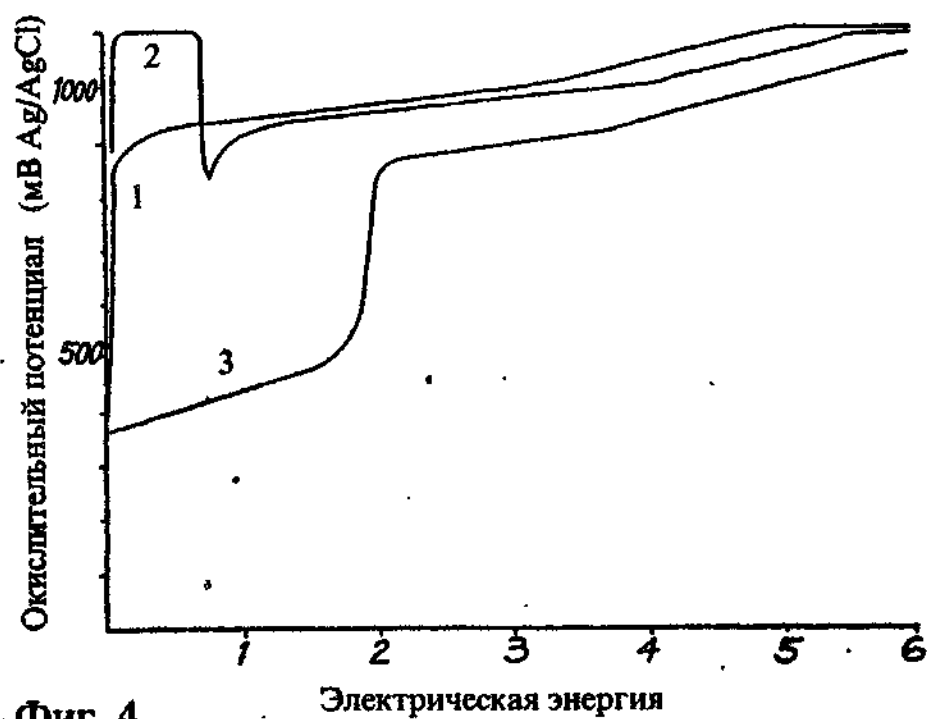


**Фиг. 2**

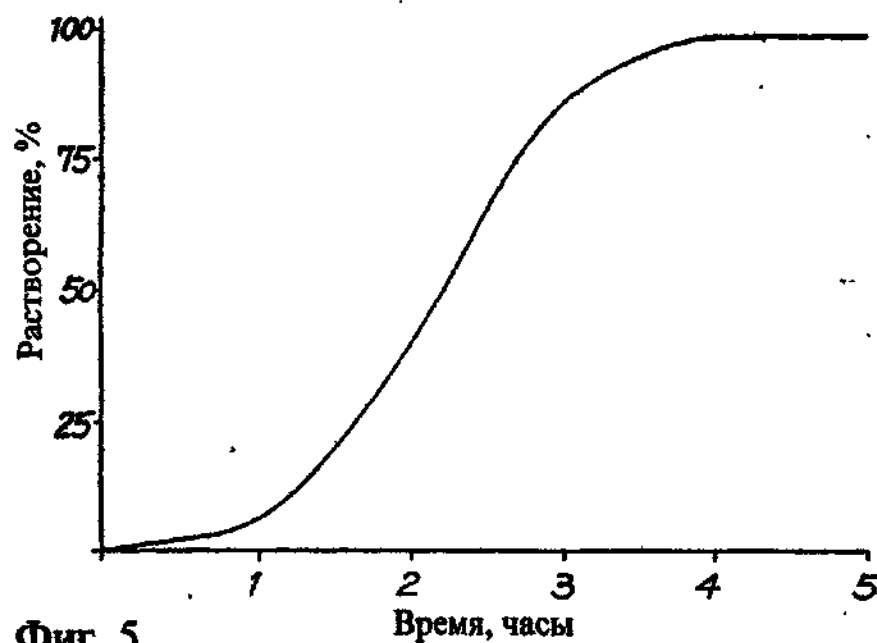
Фиг. 3



26719



Фиг. 4



Фиг. 5

Упорядник

Техред М. Калемеш

Коректор О.Обручар

Замовлення 526

Тираж

Підписне

Державне патентне відомство України,  
254655, ГСП, Київ-53, Львівська пл., 8

Відкрите акціонерне товариство "Патент", м. Ужгород, вул. Гагаріна, 101