

MUNDARIJA / СОДЕРЖАНИЕ

Ta'rischilar:

“Qizilqumnodir metallolitin”
Davlat konserni,
Navoiy Davlat konchilik instituti

Bosh muharrir:

RAIMJANOV B.R.

Bosh muharrir ōrinbosari

SITENKOV V.N.

Tahririyat kengashi:

ABDULLAEV U.M. –
(“Iqtisod va boshqaruv” bōlimining muharriri)
ABDURAXMONOV S.A. -
(“Foydali qazilmalar boyitish va metallurgiya”
bōlimining muharriri)
DAVRANBEKOV U.Yu. -
(“Geotexnika” bōlimining muharriri)
INOZEMSEV S.B. -
(“Geologiya” va “Geofizika” bōlimlarning
muharriri)
KLIMENKO A.I.
MALGIN O.N.
NASRIDDINOV I.B.
PROXORENKO G.A.
RAHIMOV V.R. –
(“Geomexanika” bōlimining muharriri)
SAIDOV R.T.
SANAKULOV K.S.
TOLSTOV Ye.A.
XUSANOV N.N.
SHARIPOV X.T.
SHEMETOV P.A. –
(“Geotexnologiya” bōlimining muharriri)

FAN VA SANOAT / НАУКА И ПРОМЫШЛЕННОСТЬ

*Михин О.А., Новиков В.В., Морозов М.П., Веклов В.А., Эргашев У.А.,
Латышев В.Е., Петухов О.Ф., Лильбок Л.А., Акинъшина Г.И.* Работы
по освоению технологии совместной переработки золотосодержащих
руд месторождений Кокпатас и Даугызтау 4

GEOLOGIYA VA GEOFIZIKA / ГЕОЛОГИЯ И ГЕОФИЗИКА

Федянин С.Н. Иерархия геохимических систем..... 7

GEOTEKNOLOGIYA / GEOTEKNOLOGIYA

Норов Ю.Д., Раимжанов Б.Р., Назаров З.С. Исследование зависимости
линейной массы от параметров траншейных зарядов выброса в
грунтовом массиве 10
Кабиров А.Р. Определение параметров системы разработки для
достижения заданных темпов понижения горных работ в условиях
глубокого карьера 12
Мирсаидов Г.М., Боймирзаев Б.Ж. Пути повышения эффективности
проветривания рудника «Кочбулак» 14

GEOMEXANIKA / GEOMEXANIKA

Силкин А.А., Кольцов В.Н. Геомеханический анализ и системы
контроля деформаций бортов карьера Мурунтау 17
Силкин А.А., Тер-Семенов О.А., Федянин А.С. Комплексный метод
прогноза и контроля состояния устойчивости прибортового массива
борта карьера Мурунтау 23

**FOYDALI QAZILMALAR BOYITISH VA METALLURGIYA
ОБОГАЩЕНИЕ И МЕТАЛЛУРГИЯ**

Петухов О.Ф., Латышев В.Е., Груцинов В.А. Сорбция тяжелых
металлов природными неорганическими минералами 24
Абрамова В.В., Васина С.М., Широва С.А. Электродиализный метод
обогащения фосфоритов Центральных Кызылкумов 29
Абрамова В.В., Васина С.М., Широва С.А. Исследование процесса
получения экстракционной фосфорной кислоты из фосфоритов
Центральных Кызылкумов в присутствии солей аммония 31
Хожиева А. Мочевино-формальдегидные композиционные материалы
на основе горных пород и некоторых отходов промышленности 33

GEOTEKNIKA VA GEOINFORMATIKA
ГЕОТЕХНИКА И ГЕОИНФОРМАТИКА

Кустов А.М., Шеметов П.А. Особенности эксплуатации автомобильного транспорта в глубоком карьере Мурунтау 34
Лаури Карху. Система автоматизации ПРОСКОН 2100 35
Адылов Ф.Т., Турапина Н.Н., Ибрагимов Р.И. Анализ нечетких алгоритмов управления технологическими процессами и производствами ... 38

IQTISOD VA BOSHQARUV / ЭКОНОМИКА И УПРАВЛЕНИЕ

Юсупбеков Н.Р., Алиев Р.А., Алиев Р.Р., Адылов Ф.Т. Некоторые концепции и принципы построения распределенных интеллектуальных систем..... 39

MEHNATNI HIMOYA QILISH VA TEXNIKA HAVFSIZLIGI
ОХРАНА ТРУДА И ТЕХНИЧЕСКАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ

Шеметов П.А. Оценка устойчивости бортов глубоких карьеров для обеспечения безопасности горных работ..... 41
Балыбердин О.Л. Влияние неблагоприятных производственных факторов на формирование хронической бронхо-легочной патологии у работников горнорудной промышленности среднеазиатского региона 43
Аззамова Г.С., Сафарова И.Т. Принципы диагностики хронических профессиональных токсических гепатитов 44
Юнусов Б.Х., Парсегова Л.Г. Сфера труда и ВИЧ/СПИД в Узбекистане 46

KONCHILIK TARIXI / ИСТОРИЯ ГОРНОГО ДЕЛА

Тошова М.Р. Из истории добычи полезных ископаемых в Древнем Узбекистане 48
Указатель статей, опубликованных в журнале «Горный вестник Узбекистана» в 2002 г. 50

REKLAMA / РЕКЛАМА

на 2 стр. внутренней стороны обложки TEREX MINING (Германия)
на 3 стр. внутренней стороны обложки LIEBHERR (Германия)
на 4 стр. внешней стороны обложки OUTOKUMPU (Финляндия)

Jurnal t.f.d. prof. V.N. SITENKOV
rahbarligida chiqarildi.

●
Ilmiy-texnik va ishlab chiqarish
jurnali «Ozbekiston konchilik
xabarnomasi»

●
Jurnal O'z. R Davlat. matbuot komiteti
qoshidagi Navoiy viloyati matbuot
boshqarmasida qayd etilgan.

●
Qayd etish guvohnomasi
1997 yil 28 mart № 381

●
Jurnalda ma'lumotlar bosilganda
dalillar ko'rsatilishi shart.

●
Jurnalda chop etilgan ma'lumot va
keltirilgan faktlar uchun muallif
javobgardir.

●
Tahririyat manzili: 706800,
Navoiy shahri, Navoiy kochasi 51
Navoiy Davlat Konchilik instituti.
tel. 8 (436) 224-82-05,
faks 224-90-41

706801, Zarafshon shahri
Ma'muriy binosi
Markaziy kon boshqarmasi NTMK
tel. 8 (436) 574-14-62, 572-14-62,
tel. / faks (436) 572-17-67

●
Kompyuterda sahifalovchi:

L. A. NARMANOVA
R. N. KUDINOVA

●
Mugova bezovchilar:

A. N. BANOV
A. S. FEDYANIN

●
Samarkand shaxri, MChJ «TONG»
bosmaxonasida nashr qilindi
tel. 34-35-12
Nashr etishga 27.12.2002 y. imzolandi
Adadi 400 nusxa. buyurtma

ИЕРАРХИЯ ГЕОХИМИЧЕСКИХ СИСТЕМ

УДК 550.3

© С.Н. Федянин 2002 г.

С.Н. Федянин, главный геофизик ОМГПП НГМК

В геостатистике [1], геологические структуры (системы), рудоносные и их вмещающие, принято рассматривать как смежные в пространстве и по иерархии занимаемых ими объемов. Например, в работе [2] С.Т. Бадалов приводит следующую градацию геохимических систем: «Рудообразующие системы разномасштабны, но тесно взаимосвязаны единством синхронного процесса. Эти системы находятся одна в другой, начиная от химического элемента (или его изотопа), минерала с элементами примесями, минеральными парагенезисами, рудными телами и их сочетаниями в виде месторождений, рудными полями, рудными районами, регионами, узлами и провинциями до глобальных».

Мировой практикой прогнозных геологических исследований установлено, что геологические структуры, смежные по иерархии занимаемых ими площадей, соотносятся в пропорции близкой к 1:16. Например, в 60-70-х годах XX века, многолетними исследованиями кафедры методики поисков и разведки месторождений полезных ископаемых МГРИ на объектах ГПО Геологоразведка, СВ Геологии, Якутгеологии и других на убедительном статистическом материале доказано, что средние размеры рудных образований каждого структурного уровня постоянны для всех постмагматических рудных объектов. Рудные районы занимают площадь 6-7 тыс. кв. км, узлы 300-400 кв. км, поля 20-25 кв. км, месторождения 1-2 кв. км.

Согласно расчетам академика М.Н. Садовского, это соотношение прослеживается и на глобальном уровне, вплоть до неоднородностей земной коры. Оно справедливо и на локальных уровнях, т.е. для рудных зон, залежей, тел, и т.д. вплоть до минеральных включений на микроуровне. Поэтому в практике геологических исследований масштабы, в которых выполняют построения обзорных и детальных карт, профилей и разрезов, выбирают с учетом данной закономерности. Например, если в качестве обзорного используется масштаб 1:200000, то следующим по детальности выбирается масштаб 1:50000, но не 1:100000 или 1:25000. Далее, соответственно, переходят к масштабам 1:10000, 1:2000, 1:500, 1:100 и 1:20. Если на начальном этапе разведочных работ в качестве исходного был выбран, например, масштаб 1:25000, то далее переходят соответственно к масштабам 1:5000, 1:1000, 1:200 и 1:50.

Данную закономерность, выявленную дедуктивным путем, нетрудно просчитать теоретически. Так, в любом объеме геологической среды на одном иерархическом уровне равновероятны три события, например, по содержанию искомого элемента:

- аномально высокое (событие «плюс»);
- нормальное, фоновое, кларковое (событие «ноль»);
- аномально низкое (событие «минус»).

При такой градации событий, вероятность каждого из них в единичном объеме пространства вдвое меньше, чем суммы двух других, т.е. справедлива пропорция 1 к 2. При переходе от одного единичного объема к смежному с ним в пространстве, но равному по иерархической принадлежности, т.е. при рассмотрении событий в

одномерном (линейном) пространстве, вероятность каждого из них еще вдвое ниже. Таким образом, для одномерного пространства (профиля, сечения) справедлива пропорция 1:4. Тогда для двумерного пространства (площади) пропорция будет $1:4^2$, т.е. 1:16, что и было установлено на практике специалистами МГРИ и академиком М.Н. Садовским. Очевидно для трехмерного пространства (объема) будет справедлива пропорция, характеризующая вероятность искомого события в смежных единичных объемах одного иерархического уровня, - $1:4^3$, т.е. 1:64.

Для образования руд необходимы специфические условия. А именно, наличие геологической среды, обогащенной рудным элементом изначально, или в результате его перераспределения благодаря геологическим процессам, протекающим длительные периоды времени. Такую геологическую среду, в конкретном случае, будем называть далее породной матрицей специализированной на рудный элемент, например, на золото или геохимической подсистемой «плюс». Кроме того, необходим контакт такой среды с вмещающими породами, резко отличающимися по вещественному составу, т.е. с породами, которые способны сыграть роль контрастного геохимического барьера, благоприятного для осаждения рудного элемента. Такую геологическую среду будем называть геохимической подсистемой «минус». Геологическую среду, вмещающую эти подсистемы, индифферентную к перераспределению элементов, будем называть вмещающими породами или геохимической подсистемой «ноль».

С учетом изложенного выше можно сформулировать ряд геостатистических правил выделения искомого объекта, которые чрезвычайно важны для понимания принципов детализации и в конечном итоге – корректности выбора элементарных порций для добычи и рудосортировки.

1. Если в пределах геологической структуры (рудного объекта, геохимической зоны) некоторый единичный (элементарный) объем, условно однородный по вещественному составу (содержанию порообразующих элементов, различительному признаку), принять за подсистему «плюс», то смежную с ней по иерархии систему большего размера следует рассматривать как совокупность двух подсистем, «ноль» и «минус», равных по иерархии первой, т.е. это единая система из трех подсистем, а не две смежные.

2. Любая из подсистем одного иерархического уровня может быть выделена опосредованно, через выделение двух других смежных или одной из них, если есть различительный признак, закономерно изменяющийся при переходе от одной подсистемы к другой, в то время как в пределах одной подсистемы для него может быть характерен «статистический хаос».

3. Любая из подсистем на более детальном уровне сама является совокупностью трех подсистем и поэтому различительный признак информативный на одном уровне,

может оказаться индифферентным на последующем, более детальном или наоборот, более масштабном.

Геостатистические правила выделения геохимических систем и подсистем регламентирует методологию рудосортировки и для тех случаев, когда нет различительного признака, надежно коррелируемого с содержанием искомого компонента, например, золота с веществным составом вмещающей его породной матрицы. В таких случаях в первую очередь необходимо найти надежный различительный признак для подсистемы «ноль», т.е. для заведомо пустых пород, а для сортировки следует задаться единичным объемом порций меньшим, чем искомая подсистема. Затем, зная, что границы зон рудной минерализации всегда контактируют непосредственно с полярной подсистемой (геохимическим барьером), следует искать такой различительный признак, который имеет высокую дисперсию (разброс значений) в этих подсистемах.

При соблюдении трех, указанных выше, правил выбора вероятность разбраковки полярных по различительному признаку подсистем с малой долей попадания в них порций из нейтральной подсистемы и при правильном выборе различительного признака и единичного объема порций сортировка «обречена» на успешное разделение горнорудной массы минимум на два класса: - заведомо пустая порода, подсистема «ноль», выход $-1/3$; специализированная среда или совокупность подсистем «плюс» и «минус», выход $-2/3$.

Для понимания принципов поиска и выбора различительного признака, следует ясно представлять, что если рудный компонент распределен крайне неравномерно (контрастно, гетерогенно, анизотропно, дифференцировано) во вмещающей его геологической среде, например, как золото, то бессмысленно искать корреляционную связь между его содержанием в дискретных точках (элементарных объемах) и физико-химическими свойствами (различительными признаками) содержащей его среды. Однако, валовое (средневзвешенное на объем площадь, сечение) содержание может быть коррелируемым с признаком, отображающим уровень специализации среды на искомый компонент, если единичный объем для нахождения корреляционной связи выбран геостатистически корректно. Для того чтобы правильно выбрать различительный признак, следует обратиться к основному закону «О всеобщем рассеянии химических элементов», закону В.И. Вернадского [3].

Согласно этому закону вероятность обнаружения любого химического элемента равна единице в любом объеме геологической среды, от микро- до макро-уровня. При этом катионы кремния, алюминия, железа, кальция, натрия, калия, магния, титана и марганца, анионы кислорода и серы составляют около 99,5% по весу и более 97% объема земной коры. Их соотношением определяется минеральный состав пород. Ионы и ионные комплексы остальных элементов являются примесями и уровни их накопления зависят не столько от их собственных физико-химических свойств, сколько от соотношения в содержании породообразующих элементов, которыми определяется геохимическая специализация геологической структуры (системы, подсистемы, матрицы) на накопление или отторжение искомого элемента или груп-

пы элементов, в химическом отношении родственных между собой.

Согласно геохимической градации В.М. Гольдшмидта [4], специализация геохимических систем проявляется различием в содержании групп элементов (семейств), в которых элементы обладают близкими физико-химическими свойствами, а потому находятся совместно и замещают друг друга в минеральных соединениях. В практике геологических исследований используется деление элементов на следующие группы: - сидерофильную (по сродству к железу); халькофильную (к сере); литофильную (к кислороду). В геологических структурах эти группы могут перекрываться гетерономно, т.е. геохимические зоны могут постепенно переходить одна в другую, или полностью совпадать. Наличие одного-двух элементов из группы указывает на перспективность геологической структуры и на другие элементы из этой группы - сопутствующие, в том числе и рудные.

Исходя из иерархии химических элементов по фоновому содержанию в геологических средах, не трудно понять, что статистически корректнее и аналитически надежнее геохимические системы и подсистемы выделять методом последовательных приближений от общего к частному. Сначала - по различию в содержании породообразующих элементов, на следующей стадии - по валовому содержанию родственных элементов примесей, имеющих прямую или обратную связь с содержанием искомого элемента, точнее с геохимической средой (геологической структурой), системой специализированной на него.

Следовательно, одной из важнейших задач методологии рудосортировки является поиск таких физических эффектов, по которым можно качественно или количественно оценить изменчивость валовых содержаний тех групп элементов, которые характеризуют уровень геохимической специализации среды по рудообразующему процессу и отображают иерархический уровень соответствующей геохимической системы. При этом совершенно не обязательно и в большинстве случаев даже наивно искать корреляционную связь между содержанием искомого рудного компонента и величиной различительного признака. Поскольку рудный процесс по отношению к рудным включениям явление глобальное.

Вместе с тем будет ошибочным не учитывать иерархию геохимических систем по занимаемым ими объемам при выборе порций, представительных по массе, для корректного опробования, селективной добычи и решения задач рудосортировки.

Представительность проб (порций) по массе определяется исходя из морфологии рудных тел, особенностей аккумуляции в них рудного компонента, а также с учетом проектной или используемой технологической схемы производства добычных работ. Поэтому нет унифицированной методики определения представительности проб по массе. Например, если для полезного компонента характерна послонная неоднородность по содержанию в пределах рудного пласта, то показателем корректности опробования разведочных скважин является длина индивидуальных проб по сечению пласта, которая в предельном случае не должна быть больше мощности рудных и безрудных прослоев. Масса проб играет второстепенную

роль. Однако при опробовании отбойной массы или добытой руды, важным показателем достоверности опробования является соответствие пробы по фракционному составу (кусковатости) отбитой массе [5]. Чем выше неоднородность кусков различных классов крупности в опробуемой массе по содержанию рудных минералов (включений), тем большая по объему должна быть проба и ее величина определяется, например, по формуле Г.О. Чечотта:

$$q = Kd^2,$$

где q - масса пробы в кг;

K - коэффициент, определяющийся равномерностью распределения искомого компонента в руде, который изменяется от 0,02, для равномерных руд, до 0,5 - для весьма контрастных руд;

d - наибольший диаметр минеральных зерен (но не кусков!) в пробе, в мм.

В тех случаях, когда полезный компонент и сопутствующие ему примеси, влияющие на качество руды, распределены равномерно по вмещающей их матрице и не склонны к перераспределению в зонах дезинтеграции (трещиноватости), пробы отбираются отдельно по литологическим разностям. Однако, при тонком переслаивании литологических разностей, технически сложно и зачастую нерентабельно вести добычу с помощью мелко-порционной отбойки горнорудной массы, соответственно, нет смысла и в излишне детальном опробовании.

В этой связи резонно задаться вопросом: - Какой объем пробы (порции) следует считать оптимальным?

Ответ на него находим, если обратимся к указанной выше пропорции по иерархии геологических структур (геохимических систем) и закону симметрии мира (равенства масс). Ответ формулируется следующим образом.

Рудные тела, относительно опережающих их рудных жилков, смежных с ними по иерархии, занимают объем в 64 раза больший, но встречаются в объеме геологического пространства в 64 раза реже. Соответственно, по площади эти пропорции будут 16:1 и 1:16, а по сечению 4:1 и 1:4.

Таким образом, фланги рудных залежей или зону внутренней вскрыши, например, на постмагматических рудных объектах, следует опробовать и отрабатывать минимум на порядок детальнее, чем собственно рудные залежи. Это обеспечит двукратный прирост добычи кондиционных руд, но повлечет за собой увеличение затрат, возможно и сверх уровня рентабельности.

Если сплошное детальное опробование и селективная добыча влекут за собой сверхнормативные затраты, то предварительно к геологическому опробованию следует проводить опробование методами рудничной геофизики, например, рентгенорадиометрические промеры, и по их данным выделять участки (интервалы) для секционного опробования. Селективную добычу производить выборочно, с учетом данных геофизических промеров, секционного опробования и геологической документации горных выработок. Если и такой вариант оказывается не рентабельным и не вписывается в технологическую схему ведения очистных работ, то вместо селективной добычи следует использовать валовую, но с последующей порционной сортировкой по различительному признаку,

который есть всегда, хотя бы для подсистемы «ноль», т.е. для вмещающих, заведомо безрудных пород.

Для понимания прикладного значения изложенных выше правил рассмотрим следующий пример.

В работе [6] отмечено, что на месторождении Кокпатас с помощью покусковой рентгенорадиометрической сортировки (сепарации) возможно выбраковка порядка 70% отвалных хвостов, при этом содержание золота в обогащенном продукте увеличивается в 1,5-1,6 раза.

Данный факт следует понимать так, что рентгенометрическим способом удается практически идеально, в пропорции близкой 2 к 1, разделить геохимическую систему определенного иерархического уровня на совокупную подсистему «минус и ноль» и подсистему «плюс». При этом вся система соответствует той, которая по данным эксплуатационной разведки была выделена как приконтурная зона выемки. В пределах выделяемой подсистемы «плюс» валовое содержание золота в 1,5-1,6 раза выше, чем в системе соответствующего ей иерархического уровня, определяемой как приконтурная зона.

В пределах данной системы, согласно закону симметрии, подсистема «плюс» занимает третью часть объема, т.е. 33,3%, а отклонение в выходе концентрата от этой величины в ту или иную сторону характеризует правильность задания границ приконтурной зоны выемки.

Выводы:

1. Отсутствие корреляционной связи между содержанием золота и содержанием его индикаторов (сопутствующих пороодообразующих элементов) в частных (индивидуальных) пробах или выемочных порциях не является критерием бесперспективности рудосортировки.

2. При соблюдении геостатистических правил выбора оптимального объема порций и различительного признака, сортировка «обречена» на успех, хотя бы по отбраковке заведомо пустых пород, присутствие которых в горнорудной массе значительно ухудшает ее технологические свойства и повышает трудозатраты на ее транспортировку и переработку.

3. При выборе разделительного признака необходимо знать различие в содержаниях пороодообразующих элементов между заведомо пустыми вмещающими породами и специализированными на рудный элемент, т.е. сортировку следует в первую очередь ориентировать на выбраковку горнорудной массы по литологическим типам пород.

Список литературы:

1. Ж. Матерон. Основы прикладной геостатистики. М., «Мир», 1968.
2. С.Т. Баталов. Геохимические особенности рудообразующих систем. Ташкент, «ФАН» АНРУз, 1982.
3. В.И. Вернадский. Химическое строение биосферы земли и ее окружения. М., «Наука», 1965.
4. А.П. Соловов и др. Справочник по геохимическим показателям полезных ископаемых. М., «Недра», 1985.
5. М.Н. Альбов. Опробование месторождений полезных ископаемых. М., «Недра», 1975.
6. Рабочий проект «Опытно-промышленный рудосепарационный комплекс рентгенорадиометрической сортировки руд месторождения «Кокпатас». НГМК, Навои, 2001.



Статья посвящается светлой памяти РОМАШОВА В.А. – первого директора ГМЗ-3

РАБОТЫ ПО ОСВОЕНИЮ ТЕХНОЛОГИИ СОВМЕСТНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД МЕСТОРОЖДЕНИЙ КОКПАТАС И ДАУГЫЗТАУ

УДК 669.21.

О.А. Михин, В.В. Новиков, М.П. Морозов, В.А. Веклов, У.А. Эргашев,
В.Е. Латышев, О.Ф. Петухов, Л.А. Лильбок, Г.И. Акиньшина 2002 г.

О.А. Михин, зам. главного инженера НГМК,
В.В. Новиков, директор Северного рудоуправления НГМК,
М.П. Морозов, зам. главного инженера Северного рудоуправления НГМК,
В.А. Веклов, директор ГМЗ-3 НГМК,
У.А. Эргашев, зам. главного инженера ГМЗ-3 НГМК,
В.Е. Латышев, начальник ЦНИЛ НГМК, докт. геол.-минерал. наук,
О.Ф. Петухов, главный инженер ЦНИЛ НГМК, канд. техн. наук,
Л.А. Лильбок, начальник лаборатории технологии и геотехнологии ЦНИЛ,
Г.И. Акиньшина, руководитель группы ЦНИЛ НГМК,

На первом этапе освоения производственных мощностей гидрометаллургического завода № 3 (ГМЗ-3) в переработку вовлекались только окисленные руды золоторудного месторождения Кокпатас. В связи с развитием сырьевой базы комбината и технических возможностей завода, с августа 2001 г. в совместную переработку с рудой месторождения Кокпатас начала поступать окисленная руда месторождения Даугызтау.

Поскольку руды месторождения Даугызтау по химическому и, главное, по минералогическому составу отличаются от руд месторождения Кокпатас, это отразилось на показателях практически всех технологических переделов и привело к необходимости совершенствования технологии и уточнения действующего технологического регламента.

Переделы измельчения и сгущения. Вовлечение в совместную переработку руд месторождения Даугызтау прежде всего отрицательно отразилось на показателях процесса сгущения пульпы: уровень осветленного слоя в сгустителе снизился с 1,95-2,0 м до появления в нем шлама, а содержание жидкой фазы в сгущенном продукте возросло с Т:Ж = 1:0,89-1,01 до Т:Ж = 1:1,2-1,4.

Для установления причины ухудшения сгущаемости пульпы был проведен минералогический анализ руды месторождения Даугызтау. Минералогический анализ показал, что в руде основную часть класса – 0,074 мм составляют глинистые минералы – каолинит и гидрослюда. Эти минералы находятся в виде агрегатов чисто глинистых или шламистых частиц в сростках с другими минералами размером от 0,005 до 0,1 мм. При сгущении пульпы медленнее всех осаждаются частицы пластической формы с непостоянным удельным весом, а таковыми в классе – 0,074 мм являются агрегаты глинистых минералов – каолина и особенно гидрослюда.

Были проведены исследования по сгущению пульп полученных в результате измельчения руд месторождений Кокпатас и Даугызтау. В табл. 1 приведены данные этих исследований.

Как видно из результатов табл. 1, пульпа руды месторождения Даугызтау осветляется с заметно худшими показателями: скорость осветления меньше в 1,75 раза, а Ж:Т сгущенного продукта в 1,3 раза выше, чем для пульпы руды месторождения Кокпатас.

Для достижения в производственных условиях приемлемых показателей по сгущению пульпы на ГМЗ-3 было реализовано два технических мероприятия:

- снижение тонины помола руды, т.е. повышение содержания песков (класс +0,15 мм) в пульпе, поступающей на сгущение;
- повышение расхода ПАА.

Повышение содержания песков в пульпе регулировалось снижением загрузки шаров в мельничный блок. Как видно из результатов табл. 2, начиная с декабря 2001 года, за счет

Таблица 1
Сравнительные данные по сгущению пульпы
Расход ПАА – 20 г/т, рН = 10,6, t = 21°C

№ п/п	Наименование продукта	Показатели		
		Скорость осаждения, м/г	Уд. производительность, т/м ² сут	Т:Ж (кон)
1	Пульпа руды «Д» (78,8 % кл. – 0,074 мм)	0,20	1,56	1:1,2
2	Пульпа руды «К» (74,8 % кл. – 0,074 мм)	0,35	2,55	1:0,94
3	Пульпа шихты руды «К»:«Д» = 1:3 Измельчение совместное, 77,7 % кл. – 0,074 мм	0,27	2,12	1:1,07

снижения загрузки шаров содержание песков в пульпе повысилось до 22-25 г/л (по регламенту – до 20 г/л).

Второй важный фактор, влияющий на показатели сгущения, - это расход ПАА. В результате промышленных испытаний по влиянию расхода ПАА на показатели осветления (табл. 3) установлено, что достигнуть двухметрового уровня осветленного слоя возможно при расходе ПАА не менее 20 г/т. Отметим, что поддерживать уровень осветленного слоя не менее 2 м необходимо в силу конструктивных особенностей сгустителя Ц-100. Семилетний опыт

Таблица 2

Анализ передела измельчения

Период опробования	Переработка руд (соотношение в %)		Загрузка шаров в мельницы, т		Содержание песков, г/л
	Кокпатас	Даугызтау	ММС	МШЦ	
2001 г.					
июль	100	0	37	155	14,7
август	98,1	1,9	40	158	14,0
сентябрь	73,3	26,7	40	152	15,5
октябрь	64,2	35,8	41	150	15,7
ноябрь	59,9	40,1	43	153	15,4
декабрь	43,1	56,9	30	130	25,0
2002 г.					
январь	44,1	55,9	30	130	23,5
февраль	54,1	45,9	30	118	25,0
март	38,4	61,6	41	129	23,0
апрель	48,4	51,6	39	141	22,0
май	45,0	55,0	35	140	25,0

Таблица 3

Влияние расхода ПАА на показатели работы сгустителей
(среднестатистическая выборка по данным ГМЗ-3)

Номер опробования	Расход ПАА, г/т	Уровень осветленного слоя, м		Т:Ж сгущенного продукта
		Сгуститель № 1	Сгуститель № 2	
1	17,60	1,20	0,70	1:1,28
2	17,60	1,10	0,60	1:1,23
3	18,86	1,40	2,00	1:1,25
4	18,45	2,00	1,65	1:1,40
5	19,70	1,80	1,90	1:1,40
6	20,04	1,90	2,00	1:1,32
7	20,20	1,95	2,00	1:1,32
8	20,60	1,95	2,00	1:1,32

эксплуатации сгустителя показал, что в силу большой инерционности, снижение осветленного слоя менее 2,0 м приводит к его полной потере.

Помимо уровня осветленного слоя важным показателем работы сгустителя является отношение Т:Ж сгущенного продукта. С вовлечением в переработку руд месторождения Даугызтау содержание жидкой фазы в

Таблица 4

Данные промышленных испытаний по работе сгустителя
Соотношение руд «Д» : «К» = 1,94:1

Время, ч	Среднее Ж:Т пульпы подаваемой на сгущение	Нагрузка на сгуститель, (ток на приводах), А	Откачка сгущенного продукта, м ³ /час	Ж:Т сгущенной пульпы	Уровень осветленного слоя, м
0	6,85	10,0	900	1,32	2,00
2	6,85	9,0	840	1,28	2,00
4	6,85	9,5	680	1,19	2,00
6	6,11	9,5	680	1,23	2,00
8	6,11	10,5	680	1,15	2,00
10	6,11	11,0	680	1,08	2,00
12	6,45	11,5	840	1,05	2,00
14	6,45	11,5	900	1,05	1,80
16	6,45	13,0	900	1,05	1,80
18	6,45	13,5	900	0,98	1,80
20	6,58	14,5	900	1,05	1,85
22	6,58	16,0	900	1,05	1,90
24	6,40	16,5	900	1,12	1,90
26	6,40	17,0	900	1,12	1,90
28	5,97	17,0	900	1,12	1,90
30	5,97	16,5	900	1,08	1,90
32	5,97	16,0	900	1,12	1,90
34	6,20	16,0	900	1,12	1,90
36	6,20	16,5	900	1,15	2,00
38	6,20	15,0	900	1,15	2,00
40	6,36	14,0	900	1,19	2,00

сгущенном продукте увеличилось. Как видно из данных табл. 4, поддерживать отношение Т:Ж = 1:0,98 – 1,05 в сгущенном продукте возможно лишь при условии накопления твердой фазы в сгустителе, что приводит к потере осветленного слоя и снижению производительности работы сгустителя. Стабильной можно считать работу сгустителя при поддержании в сгущенном

Таблица 5
Лабораторные исследования по сорбционному выщелачиванию золота из руд месторождений Кокпатас и Даугызтау

Продукт	Условия выщелачивания				Показатели выщелачивания		
	рН	Конечная конц. NaCN, мг/л	Расход, кг/т		Содержание Au, г/т		Извлечение Au, %
			NaCN	CaO	Исх.	Хвосты	
Руда «Д»	10,5	90,0	0,58	1,46	2,2	0,43	80,4
Руда «К»	10,5	90,0	0,60	1,30	2,0	0,44	78,0
Шихта руд, «К»: «Д»=1:3	10,5	90,0	0,60	1,32	2,1	0,43	79,0

Таблица 6
Результаты промышленных испытаний по сорбционному цианидному выщелачиванию

№ п/п	Переработка руд, (соотношение в %)		Пульпа на сорбцию		Исходная конц. NaCN, мг/л	Содержание Au, г/т		Извлечение Au, %
	Кокпатас	Даугызтау	Ж:Т	Содерж. песков, г/л		Исходное	Хвостовое	
1	58,3	41,7	1,29	28,3	138-141	1,98	0,41	79,29
2	35,3	64,7	1,37	30,0	136-140	2,06	0,32	84,47
3	41,5	58,5	1,29	42,0	137-144	2,02	0,36	82,18
4	58,5	41,5	1,41	33,3	142-144	1,95	0,32	83,59
5	67,4	32,6	1,38	36,7	138-144	1,92	0,38	80,21
6	54,6	45,2	1,41	23,3	140-143	1,96	0,42	78,57

продукте Т:Ж = 1:1,2÷1,3.

Передел цианидного сорбционного выщелачивания.

Совместная переработка руд месторождений Кокпатас и Даугызтау выявила необходимость дополнительных лабораторных исследований, с целью уточнения влияния концентрации NaCN на показатели извлечения. Как видно из результатов табл. 5, удельный расход NaCN при выщелачивании этих руд одинаков. Поддержание конечной концентрации NaCN в жидкой фазе пульпы 90 мг/л обеспечивает извлечение золота из руд на уровне 80%.

Результаты промышленных испытаний (табл. 6) позволили констатировать, что повышение в пульпе, поступающей на сорбцию, содержания песков и жидкой фазы существенно не отразилось на показателях извлечения золота при условии поддержания исходной концентрации NaCN в жидкой фазе пульпы на уровне 140 ± 4 мг/л.

В заключении можно констатировать следующее.

За период промышленного освоения схемы доля руд месторождения Даугызтау в шихте увеличилось с 1,9 до 50-60%. Вовлечение в переработку руд месторождения Даугызтау отразилось на показателях практически всех технологических переделов и привело к необходимости совершенствования технологии.

В результате лабораторных исследований и промышленных испытаний установлена возможность стабильной переработки шихты руд с приемлемыми технологическими показателями при условии:

- снижения тонины помола с содержанием песков в измельченной руде до 30 г/л;
- поддержания в сгущенной пульпе Т:Ж = 1:1,2 -1,4;
- расхода ПАА на сгущение 20 г/т;
- поддержания исходной концентрации цианида натрия в жидкой фазе пульпы в пределах 135-145 мг/л.

ИЕРАРХИЯ ГЕОХИМИЧЕСКИХ СИСТЕМ

УДК 550.3

© С.Н. Федянин 2002 г.

С.Н. Федянин, главный геофизик ОМГПП НГМК

В геостатистике [1], геологические структуры (системы), рудоносные и их вмещающие, принято рассматривать как смежные в пространстве и по иерархии занимаемых ими объемов. Например, в работе [2] С.Т. Бадалов приводит следующую градацию геохимических систем: «Рудообразующие системы разномасштабны, но тесно взаимосвязаны единством синхронного процесса. Эти системы находятся одна в другой, начиная от химического элемента (или его изотопа), минерала с элементами примесей, минеральными парагенезисами, рудными телами и их сочетаниями в виде месторождений, рудными полями, рудными районами, регионами, узлами и провинциями до глобальных».

Мировой практикой прогнозных геологических исследований установлено, что геологические структуры, смежные по иерархии занимаемых ими площадей, соотносятся в пропорции близкой к 1:16. Например, в 60-70-х годах XX века, многолетними исследованиями кафедры методики поисков и разведки месторождений полезных ископаемых МГРИ на объектах ГПО Геологоразведка, СВ Геологии, Якутгеологии и других на убедительном статистическом материале доказано, что средние размеры рудных образований каждого структурного уровня постоянны для всех постмагматических рудных объектов. Рудные районы занимают площадь 6-7 тыс. кв. км, узлы 300-400 кв. км, поля 20-25 кв. км, месторождения 1-2 кв. км.

Согласно расчетам академика М.Н. Садовского, это соотношение прослеживается и на глобальном уровне, вплоть до неоднородностей земной коры. Оно справедливо и на локальных уровнях, т.е. для рудных зон, залежей, тел, и т.д. вплоть до минеральных включений на микроуровне. Поэтому в практике геологических исследований масштабы, в которых выполняют построения обзорных и детальных карт, профилей и разрезов, выбирают с учетом данной закономерности. Например, если в качестве обзорного используется масштаб 1:200000, то следующим по детальности выбирается масштаб 1:50000, но не 1:100000 или 1:25000. Далее, соответственно, переходят к масштабам 1:10000, 1:2000, 1:500, 1:100 и 1:20. Если на начальном этапе разведочных работ в качестве исходного был выбран, например, масштаб 1:25000, то далее переходят соответственно к масштабам 1:5000, 1:1000, 1:200 и 1:50.

Данную закономерность, выявленную дедуктивным путем, нетрудно просчитать теоретически. Так, в любом объеме геологической среды на одном иерархическом уровне равновероятны три события, например, по содержанию искомого элемента:

- аномально высокое (событие «плюс»);
- нормальное, фоновое, кларковое (событие «ноль»);
- аномально низкое (событие «минус»).

При такой градации событий, вероятность каждого из них в единичном объеме пространства вдвое меньше, чем суммы двух других, т.е. справедлива пропорция 1 к 2. При переходе от одного единичного объема к смежному с ним в пространстве, но равному по иерархической принадлежности, т.е. при рассмотрении событий в

одномерном (линейном) пространстве, вероятность каждого из них еще вдвое ниже. Таким образом, для одномерного пространства (профиля, сечения) справедлива пропорция 1:4. Тогда для двумерного пространства (площади) пропорция будет $1:4^2$, т.е. 1:16, что и было установлено на практике специалистами МГРИ и академиком М.Н. Садовским. Очевидно для трехмерного пространства (объема) будет справедлива пропорция, характеризующая вероятность искомого события в смежных единичных объемах одного иерархического уровня, - $1:4^3$, т.е. 1:64.

Для образования руд необходимы специфические условия. А именно, наличие геологической среды, обогащенной рудным элементом изначально, или в результате его перераспределения благодаря геологическим процессам, протекающим длительные периоды времени. Такую геологическую среду, в конкретном случае, будем называть далее породной матрицей специализированной на рудный элемент, например, на золото или геохимической подсистемой «плюс». Кроме того, необходим контакт такой среды с вмещающими породами, резко отличающимися по вещественному составу, т.е. с породами, которые способны сыграть роль контрастного геохимического барьера, благоприятного для осаждения рудного элемента. Такую геологическую среду будем называть геохимической подсистемой «минус». Геологическую среду, вмещающую эти подсистемы, индифферентную к перераспределению элементов, будем называть вмещающими породами или геохимической подсистемой «ноль».

С учетом изложенного выше можно сформулировать ряд геостатистических правил выделения искомого объекта, которые чрезвычайно важны для понимания принципов детализации и в конечном итоге – корректности выбора элементарных порций для добычи и рудосортировки.

1. Если в пределах геологической структуры (рудного объекта, геохимической зоны) некоторый единичный (элементарный) объем, условно однородный по вещественному составу (содержанию порообразующих элементов, различительному признаку), принять за подсистему «плюс», то смежную с ней по иерархии систему большего размера следует рассматривать как совокупность двух подсистем, «ноль» и «минус», равных по иерархии первой, т.е. это единая система из трех подсистем, а не две смежные.

2. Любая из подсистем одного иерархического уровня может быть выделена опосредованно, через выделение двух других смежных или одной из них, если есть различительный признак, закономерно изменяющийся при переходе от одной подсистемы к другой, в то время как в пределах одной подсистемы для него может быть характерен «статистический хаос».

3. Любая из подсистем на более детальном уровне сама является совокупностью трех подсистем и поэтому различительный признак информативный на одном уровне,

может оказаться индифферентным на последующем, более детальном или наоборот, более масштабном.

Геостатистические правила выделения геохимических систем и подсистем регламентирует методологию рудосортировки и для тех случаев, когда нет различительного признака, надежно коррелируемого с содержанием искомого компонента, например, золота с веществным составом вмещающей его породной матрицы. В таких случаях в первую очередь необходимо найти надежный различительный признак для подсистемы «ноль», т.е. для заведомо пустых пород, а для сортировки следует задаться единичным объемом порций меньшим, чем искомая подсистема. Затем, зная, что границы зон рудной минерализации всегда контактируют непосредственно с полярной подсистемой (геохимическим барьером), следует искать такой различительный признак, который имеет высокую дисперсию (разброс значений) в этих подсистемах.

При соблюдении трех, указанных выше, правил выбора вероятность разбраковки полярных по различительному признаку подсистем с малой долей попадания в них порций из нейтральной подсистемы и при правильном выборе различительного признака и единичного объема порций сортировка «обречена» на успешное разделение горнорудной массы минимум на два класса: - заведомо пустая порода, подсистема «ноль», выход -1/3; специализированная среда или совокупность подсистем «плюс» и «минус», выход -2/3.

Для понимания принципов поиска и выбора различительного признака, следует ясно представлять, что если рудный компонент распределен крайне неравномерно (контрастно, гетерогенно, анизотропно, дифференцировано) во вмещающей его геологической среде, например, как золото, то бессмысленно искать корреляционную связь между его содержанием в дискретных точках (элементарных объемах) и физико-химическими свойствами (различительными признаками) содержащей его среды. Однако, валовое (средневзвешенное на объем площадь, сечение) содержание может быть коррелируемым с признаком, отображающим уровень специализации среды на искомый компонент, если единичный объем для нахождения корреляционной связи выбран геостатистически корректно. Для того чтобы правильно выбрать различительный признак, следует обратиться к основному закону «О всеобщем рассеянии химических элементов», закону В.И. Вернадского [3].

Согласно этому закону вероятность обнаружения любого химического элемента равна единице в любом объеме геологической среды, от микро- до макро-уровня. При этом катионы кремния, алюминия, железа, кальция, натрия, калия, магния, титана и марганца, анионы кислорода и серы составляют около 99,5% по весу и более 97% объема земной коры. Их соотношением определяется минеральный состав пород. Ионы и ионные комплексы остальных элементов являются примесями и уровни их накопления зависят не столько от их собственных физико-химических свойств, сколько от соотношения в содержании породообразующих элементов, которыми определяется геохимическая специализация геологической структуры (системы, подсистемы, матрицы) на накопление или отторжение искомого элемента или груп-

пы элементов, в химическом отношении родственных между собой.

Согласно геохимической градации В.М. Гольдшмидта [4], специализация геохимических систем проявляется различием в содержании групп элементов (семейств), в которых элементы обладают близкими физико-химическими свойствами, а потому находятся совместно и замещают друг друга в минеральных соединениях. В практике геологических исследований используется деление элементов на следующие группы: - сидерофильную (по родству к железу); халькофильную (к сере); литофильную (к кислороду). В геологических структурах эти группы могут перекрываться гетерономно, т.е. геохимические зоны могут постепенно переходить одна в другую, или полностью совпадать. Наличие одного-двух элементов из группы указывает на перспективность геологической структуры и на другие элементы из этой группы - сопутствующие, в том числе и рудные.

Исходя из иерархии химических элементов по фоновому содержанию в геологических средах, не трудно понять, что статистически корректнее и аналитически надежнее геохимические системы и подсистемы выделять методом последовательных приближений от общего к частному. Сначала - по различию в содержании породообразующих элементов, на следующей стадии - по валовому содержанию родственных элементов примесей, имеющих прямую или обратную связь с содержанием искомого элемента, точнее с геохимической средой (геологической структурой), системой специализированной на него.

Следовательно, одной из важнейших задач методологии рудосортировки является поиск таких физических эффектов, по которым можно качественно или количественно оценить изменчивость валовых содержаний тех групп элементов, которые характеризуют уровень геохимической специализации среды по рудообразующему процессу и отображают иерархический уровень соответствующей геохимической системы. При этом совершенно не обязательно и в большинстве случаев даже наивно искать корреляционную связь между содержанием искомого рудного компонента и величиной различительного признака. Поскольку рудный процесс по отношению к рудным включениям явление глобальное.

Вместе с тем будет ошибочным не учитывать иерархию геохимических систем по занимаемым ими объемам при выборе порций, представительных по массе, для корректного опробования, селективной добычи и решения задач рудосортировки.

Представительность проб (порций) по массе определяется исходя из морфологии рудных тел, особенностей аккумуляции в них рудного компонента, а также с учетом проектной или используемой технологической схемы производства добычных работ. Поэтому нет унифицированной методики определения представительности проб по массе. Например, если для полезного компонента характерна послонная неоднородность по содержанию в пределах рудного пласта, то показателем корректности опробования разведочных скважин является длина индивидуальных проб по сечению пласта, которая в предельном случае не должна быть больше мощности рудных и безрудных прослоев. Масса проб играет второстепенную

роль. Однако при опробовании отбойной массы или добытой руды, важным показателем достоверности опробования является соответствие пробы по фракционному составу (кусковатости) отбитой массе [5]. Чем выше неоднородность кусков различных классов крупности в опробуемой массе по содержанию рудных минералов (включений), тем большая по объему должна быть проба и ее величина определяется, например, по формуле Г.О. Чечотта:

$$q = Kd^2,$$

где q - масса пробы в кг;

K - коэффициент, определяющийся равномерностью распределения искомого компонента в руде, который изменяется от 0,02, для равномерных руд, до 0,5 - для весьма контрастных руд;

d - наибольший диаметр минеральных зерен (но не кусков!) в пробе, в мм.

В тех случаях, когда полезный компонент и сопутствующие ему примеси, влияющие на качество руды, распределены равномерно по вмещающей их матрице и не склонны к перераспределению в зонах дезинтеграции (трещиноватости), пробы отбираются раздельно по литологическим разностям. Однако, при тонком переслаивании литологических разностей, технически сложно и зачастую нерентабельно вести добычу с помощью мелко-порционной отбойки горнорудной массы, соответственно, нет смысла и в излишне детальном опробовании.

В этой связи резонно задаться вопросом: - Какой объем пробы (порции) следует считать оптимальным?

Ответ на него находим, если обратимся к указанной выше пропорции по иерархии геологических структур (геохимических систем) и закону симметрии мира (равенства масс). Ответ формулируется следующим образом.

Рудные тела, относительно опережающих их рудных жилков, смежных с ними по иерархии, занимают объем в 64 раза больший, но встречаются в объеме геологического пространства в 64 раза реже. Соответственно, по площади эти пропорции будут 16:1 и 1:16, а по сечению 4:1 и 1:4.

Таким образом, фланги рудных залежей или зону внутренней вскрыши, например, на постмагматических рудных объектах, следует опробовать и отрабатывать минимум на порядок детальнее, чем собственно рудные залежи. Это обеспечит двукратный прирост добычи кондиционных руд, но повлечет за собой увеличение затрат, возможно и сверх уровня рентабельности.

Если сплошное детальное опробование и селективная добыча влекут за собой сверхнормативные затраты, то предварительно к геологическому опробованию следует проводить опробование методами рудничной геофизики, например, рентгенорадиометрические промеры, и по их данным выделять участки (интервалы) для секционного опробования. Селективную добычу производить выборочно, с учетом данных геофизических промеров, секционного опробования и геологической документации горных выработок. Если и такой вариант оказывается не рентабельным и не вписывается в технологическую схему ведения очистных работ, то вместо селективной добычи следует использовать валовую, но с последующей порционной сортировкой по различительному признаку,

который есть всегда, хотя бы для подсистемы «ноль», т.е. для вмещающих, заведомо безрудных пород.

Для понимания прикладного значения изложенных выше правил рассмотрим следующий пример.

В работе [6] отмечено, что на месторождении Кокпатас с помощью покусковой рентгенорадиометрической сортировки (сепарации) возможно выбраковка порядка 70% отвальных хвостов, при этом содержание золота в обогащенном продукте увеличивается в 1,5-1,6 раза.

Данный факт следует понимать так, что рентгенометрическим способом удается практически идеально, в пропорции близкой 2 к 1, разделить геохимическую систему определенного иерархического уровня на совокупную подсистему «минус и ноль» и подсистему «плюс». При этом вся система соответствует той, которая по данным эксплуатационной разведки была выделена как приконтурная зона выемки. В пределах выделяемой подсистемы «плюс» валовое содержание золота в 1,5-1,6 раза выше, чем в системе соответствующего ей иерархического уровня, определяемой как приконтурная зона.

В пределах данной системы, согласно закону симметрии, подсистема «плюс» занимает третью часть объема, т.е. 33,3%, а отклонение в выходе концентрата от этой величины в ту или иную сторону характеризует правильность задания границ приконтурной зоны выемки.

Выводы:

1. Отсутствие корреляционной связи между содержанием золота и содержанием его индикаторов (сопутствующих порообразующих элементов) в частных (индивидуальных) пробах или выемочных порциях не является критерием бесперспективности рудосортировки.

2. При соблюдении геостатистических правил выбора оптимального объема порций и различительного признака, сортировка «обречена» на успех, хотя бы по отбраковке заведомо пустых пород, присутствие которых в горнорудной массе значительно ухудшает ее технологические свойства и повышает трудозатраты на ее транспортировку и переработку.

3. При выборе разделительного признака необходимо знать различие в содержаниях порообразующих элементов между заведомо пустыми вмещающими породами и специализированными на рудный элемент, т.е. сортировку следует в первую очередь ориентировать на выбраковку горнорудной массы по литологическим типам пород.

Список литературы:

1. Ж. Матерон. Основы прикладной геостатистики. М., «Мир», 1968.
2. С.Т. Баталов. Геохимические особенности рудообразующих систем. Ташкент, «ФАН» АНРУз, 1982.
3. В.И. Вернадский. Химическое строение биосферы земли и ее окружения. М., «Наука», 1965.
4. А.П. Соловов и др. Справочник по геохимическим показателям полезных ископаемых. М., «Недра», 1985.
5. М.Н. Альбов. Опробование месторождений полезных ископаемых. М., «Недра», 1975.
6. Рабочий проект «Опытно-промышленный рудосепарационный комплекс рентгенорадиометрической сортировки руд месторождения «Кокпатас». НГМК, Навои, 2001.

ИССЛЕДОВАНИЕ ЗАВИСИМОСТИ ЛИНЕЙНОЙ МАССЫ ОТ ПАРАМЕТРОВ ТРАНШЕЙНЫХ ЗАРЯДОВ ВЫБРОСА В ГРУНТОВОМ МАССИВЕ

УДК 622. 235. 6; 622. 235. 4(043.3)

© Б.Р. Раимжанов, Ю.Д. Норов, З.С. Назаров 2002 г.

Б.Р. Раимжанов, ректор НавГГИ, докт. техн. наук,
Ю.Д. Норов, канд. техн. наук НавГГИ,
З.С. Назаров, канд. техн. наук НавГГИ

К настоящему времени проведены исследования зависимости линейной массы зарядов выброса от расстояния между рядами зарядов, показателя действия взрыва глубины заложения зарядов.

Формула для расчета массы линейных зарядов выброса, разработанная проф. М.М. Борисковым [1] имеет вид:

$$Q = \frac{2K_B W^2 (0,4 + 0,6n^3)}{n + 1} l_{зар}, кг \quad (1)$$

где K_B – расчетный удельный расход ВВ, $кг/м^3$,
 $l_{зар}$ – длина заряда ВВ, м,
 W – линия наименьшего сопротивления, м,
 n – показатель действия взрыва.

Другая известная формула из Технического правила Гидроспецстроя, приведенная в работе [2], принимает вид:

$$Q = KW^2 0,6 \frac{n^2 + 1}{1 - 0,1n}, кг \quad (2)$$

Известна также формула расчета линейной массы зарядов выброса, предложенная проф. Г.И. Покровским [3]:

$$Q = KW^2 \frac{1}{n} \left(\frac{n^2 + 1}{2} \right)^2, кг \quad (3)$$

Анализ рассмотренных формул (1), (2), (3) показывает, что линейная масса зарядов выброса зависит в основном от глубины заложения заряда, удельного расхода ВВ и показателя действия взрыва.

При этом установлено, что при постоянном удельном

расходе $3,5 кг/м^3$ и показателе действия взрыва равном 8, ЛНС равной 2,5 м, линейная масса зарядов выброса в грунтах, определенная по формулам М.М. Борискова, Г.И. Покровского и из Технических правил Гидроспецстроя, составляет соответственно 1495 кг, 2887 кг, 4267 кг. При этом фактические удельные расходы ВВ, соответственно, составляют $10,2 кг/м^3$, $19,6 кг/м^3$ и $29 кг/м^3$.

Проведенный анализ показывает, что метод действия траншейного заряда ВВ на выброс с большими показателями действия взрыва ($n \geq 8$) по существующей технологии дает существенно разные результаты, а потому мало приемлем.

Для достижения положительного эффекта повышалась энергонасыщенность взрываемого массива путем повышения удельного расхода ВВ в 2-8 раза и применялось дорогостоящее водоустойчивое ВВ.

Нами предложены [4-6] способы образования удлиненных выемок в различных грунтах взрывами траншейных зарядов выброса для получения максимальной ширины путем управления направлением выброса за счет их обваловки грунтом, извлекаемым в контуре выемки.

Исследование зависимости линейной массы траншейного заряда, обвалованного грунтом, от удельного расхода ВВ, показателей действия взрыва и глубины заложения зарядов является актуальной задачей науки и практики горного дела.

Для установления зависимости линейной массы обвалованного грунтом траншейного заряда выброса проводились опытно-промышленные исследования на объектах «Строительства Предвосточного «Чинка» в Акватории Аральского моря» и Строительство коллектора «Машанкуль-Судочье» Республики Каракалпакстан.

В результате опытно-промышленных исследований установлены зависимости линейной массы, обвалованного грунтом траншейного заряда выброса, от удельного расхода ВВ в грунтах различной массовой влажности, который представлен на рис. 1.

Установленная зависимость показывает, что с ростом удельного расхода ВВ линейная масса траншейных зарядов выброса возрастает. При удельном расходе ВВ равным $375 кг/м^3$, линейные массы траншейных зарядов ВВ составляют 580 кг, 650 кг, 700 кг, соответственно для относительно сухого песка влажностью 4,7%, для глинистых грунтов 17,6% и для суглинистых грунтов влажностью 33,5%.

Проведенными исследованиями установлено, что с ростом массовой влажности взрываемого грунтового массива линейная масса тран-

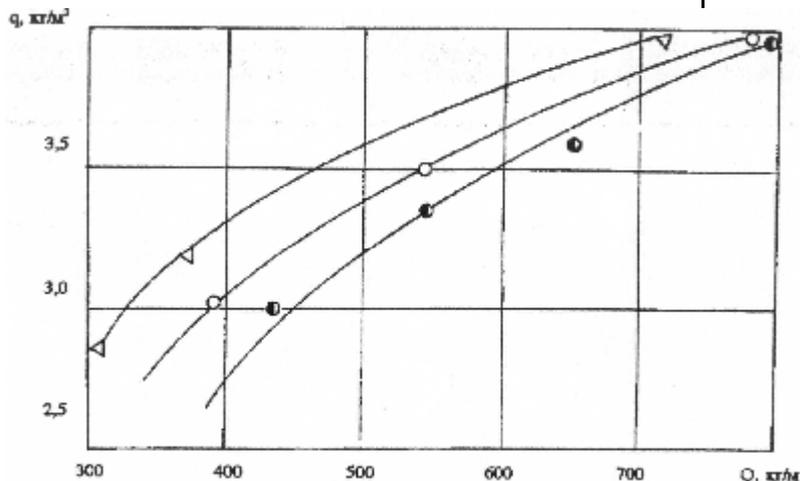


Рис. 1. Зависимость линейной массы траншейных зарядов от удельного расхода ВВ при взрывах на выброс в грунтах различной массовой влажности:
Δ - 4,7%; ○ - 17,6%; ● - 33,5%

шейных зарядов возрастает.

На рис. 2 приведена зависимость линейной массы траншейных зарядов от показателя действия взрыва на выброс в грунтах различной массовой влажности, которая показывает, что с ростом показателей взрыва линейная масса траншейных зарядов выброса возрастает.

Так, при показателе образования выемки равной $n=7$ линейная масса траншейных зарядов выброса составляет 350 кг; 385 кг и 500 кг, соответственно для относительно сухого песка влажностью 4,7%; для глинистых грунтов влажностью 17,6% и суглинистых грунтов 33,5%. При дальнейшем увеличении показателя действия взрыва на выброс $n=8$ линейная масса траншейных зарядов увеличивается и составляет 570 кг; 640 кг и 790 кг, соответственно для относительно сухого песка влажностью 4,7%; для глинистых грунтов влажностью 17,6% и для суглинистых грунтов влажностью 33,5%.

Исследованием также установлено, что увеличение массовой влажности взрываемого грунта от 4,7 до 33,5% сопровождается увеличением линейной массы траншейных зарядов выброса в среднем 1,2-1,3 раза.

На рис. 3 приведена зависимость линейной массы траншейных зарядов выброса от их глубины заложения в грунтах различной массовой влажности.

В результате исследований установлено, что с ростом угла обваловки грунта траншейных зарядов ВВ от 0 до 30° глубина заряда увеличивается. Искусственное увеличение глубины заложения зарядов ВВ регулируемое грунтовой обваловкой сопровождается увеличением линейной массы траншейных зарядов выброса.

Полученные закономерности характеризуются зависимостью параболического типа.

При обработке приведенных графических зависимостей (рис. 1-3) получена формула расчета линейной массы траншейных зарядов выброса в грунтовом массиве.

$$Q = \frac{(W + h_{обв})^2}{K} q \frac{0,4 + 0,6n^2}{n + 1} l_{зар}, \text{ кг} \quad (4)$$

где W – линия наименьшего сопротивления, м,

$h_{обв}$ – высота обваловки грунтом траншейных зарядов выброса, м,

k – коэффициент, учитывающий массовую влажность взрываемого грунтового массива: $k=1-1,1$ принимают при массовой влажности грунта равной 4,7%; $k=0,9-0,95$, при массовой влажности грунта равной 17,6% и $k=0,8-0,85$, при массовой влажности грунта равной 33,5%.

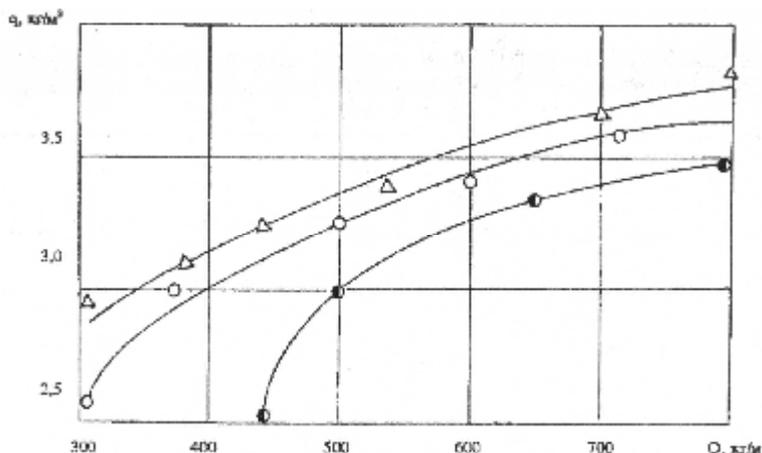


Рис. 2. Зависимость линейной массы траншейных зарядов от показателя действия взрыва на выброс в грунтах различной массовой влажности: Δ - 4,7%; \circ - 17,6%; \bullet - 33,5%

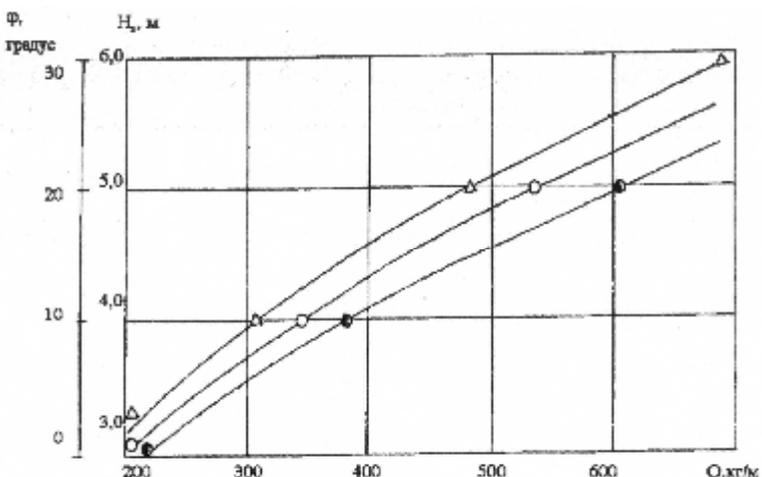


Рис. 3. Зависимость линейной массы траншейных зарядов выброса от их глубины заложения углов обваловки в грунтах различной массовой влажности: Δ - 4,7%; \circ - 17,6%; \bullet - 33,5%

q – расчетный удельный расход ВВ, кг/м^3 ,
 n – показатель действия взрыва на выброс,
 $l_{зар}$ – длина зарядной траншеи, м.

Выводы:

1. Установлено, что обобщающая закономерность линейной массы траншейных зарядов выброса от удельного расхода ВВ, показателя действия взрыва и глубины заложения зарядов в грунтах различной массовой влажности.

2. Получена формула расчета линейной массы траншейных зарядов выброса в грунтовом массиве.

Список литературы:

1. Авдеев Ф.А., Барон В.Л., Блейман И.Л. Производство массовых взрывов. М.: Недра, 1977 г. 312 с.
 2. Проектирование взрывных работ / Б.Н. Курузов, Ю.К. Валухин, С.А. Давыдов и др. М.: Наука, 1974 г., 328 с.
 3. Технические правила ведения взрывных работ в энергетическом строительстве. М.: Энергия, 1972 г. 205 с.
 4. А.с. № 1301031 (СССР) Способ дробления горных пород взрывом / Кусов Н.Ф., Пшеничный В.И., Норов Ю.Д. Заявлено 29.08.1985 г.
 5. А.с. № 1752947 (СССР) Способ образования траншей взрывом / Норов Ю.Д., Пшеничный В.И., Гусев Ю.И., Хужаев У.Я., Пинский Ф.Я. Зарегистрировано в государственном реестре изобретений СССР от 8 апреля 1992 г. Опул. в Бюллетене изобретений СССР № 29 от 07.08.1992 г.
 6. Патент № 5921 (РУз). Способ образования траншей взрывом. / Норов Ю.Д. Зарегистрировано в государственном реестре изобретений РУз от 13.07.1999 г. Опул. в Бюллетене изобретений РУз № 3 от 30.09.1999 г.



ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ ДЛЯ ДОСТИЖЕНИЯ ЗАДАННЫХ ТЕМПОВ ПониЖЕНИЯ ГОРНЫХ РАБОТ В УСЛОВИЯХ ГЛУБОКОГО КАРЬЕРА

УДК 622. 271

© А.Р. Кабиров 2002 г.

А.Р. Кабиров, горный инженер ПТБ рудника Мурунтау Центрального РУ НГМК

Горные работы, выполненные в течение последних лет на карьере Мурунтау, отличаются от концептуальных положений предусмотренных проектом отработки месторождения, прежде всего увеличением добычи руды на 20% и уменьшением объемов выемки вскрышных пород на 10%. Для успешного выполнения плана по добычи руды и вскрытия рудных залежей на последующие периоды необходимо выдерживание высоких темпов понижения горных работ, до 50÷70 м/год. В связи с этим необходимо определить параметры системы разработки, при которых возможно достичь необходимой скорости углубки в условиях сокращенного ресурса выработанного пространства.

Возможный темп понижения горных работ определяется по формуле [1]

$$h_z = \frac{\sum Q_{zi}}{h_y L_{\phi} (\text{ctg} j + \text{ctg} \beta)}, \text{ м} \quad (1)$$

где Q_{zi} - производительность i -го экскаватора, м^3 ;

h_y - высота уступа, м;

L_{ϕ} - средняя длина фронта работ на уступе по мере углубки, м;

j - угол откоса рабочего борта, град;

β - угол направления углубки, град.

Как видно из формулы скорость углубки находится в прямой пропорциональной зависимости от производительности экскаваторов, величины угла направления углубки и откоса рабочего борта карьера и в обратной зависимости – от длины экскаваторного блока и высоты уступа. Поэтому для сокращения сроков подготовки горизонтов и увеличения скорости понижения горных работ необходимо определить рациональную высоту уступа и сократить до минимума ширину рабочих площадок.

Длина фронта работ будет изменяться в зависимости от физико-механических свойств горных пород слагающих борта карьера и принятой системы разработки.

Угол откоса рабочего борта карьера зависит в первую очередь от ширины рабочих площадок и высоты уступов. Высота уступа является одним из основных параметров системы разработки. Она влияет на все параметры системы разработки и на технико-экономические показатели работы карьера. Исследования показали, что с увеличением высоты уступа себестоимость 1 м^3 взорванной горной массы снижается, себестоимость экскавации сначала снижается, а начиная с 20 м - повышается. От высоты уступа так же зависит текущий коэффициент вскрыши, суммарная длина транспортных коммуникаций, производительность транспортного оборудования. С увеличением высоты уступов себестоимость транспортирования снижается. Одновременно увеличение высоты уступа приводит к большей вероятности обрушения горной массы в забое, к повышению опасности работы людей и оборудования.

Увеличение угла откоса рабочего борта карьера можно добиться в результате сдваивания или страивания уступов смежных горизонтов. Общая глубина скважины достигает 20-30 м и более, а отработка будет вестись погоризонтно при высоте уступа 10-15 м. При этом за счет роста запасов взорванной горной массы на той же площади рабочей зоны производительность буровых станков, экскаваторов и автотранспорта повышается. Производительность буровых станков за счет сокращения времени на вспомогательные операции увеличится в среднем на 10-12%. С учетом улучшения качества дробления в условиях взрывания в зажатой среде производительность экскаваторов возрастает в среднем на 10%.

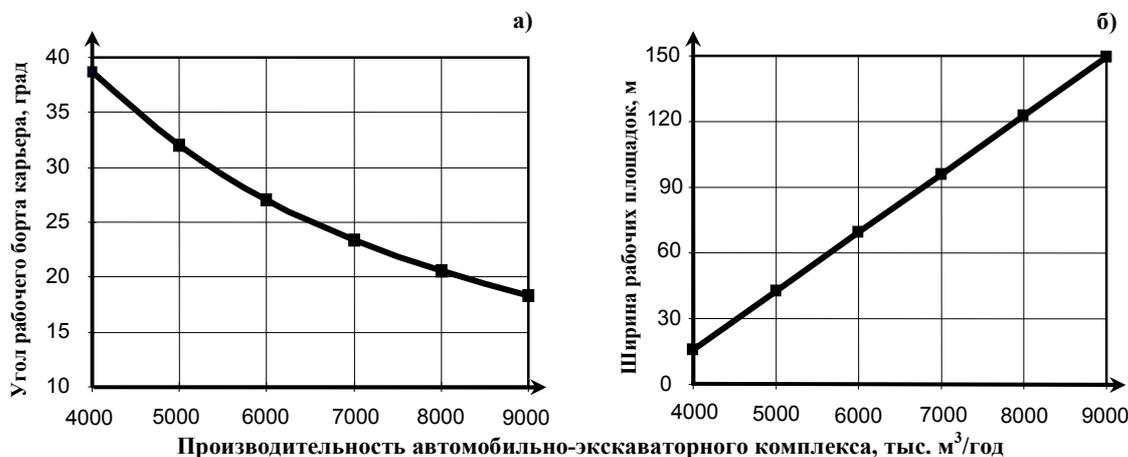


Рис. 1. Зависимости изменения угла откоса рабочего борта карьера (а) и ширины рабочей площадки (б) от производительности ЭАК

При этом ввиду сокращения времени на загрузку производительность автотранспорта повышается в среднем на 5-6%.

Угол рабочего борта карьера определяется по формуле Ржевского В.В. [2].

$$tg j_p = \frac{\sum h_y}{\left(\sum Ш_{pn} + \sum b + \sum h_y ctg \alpha \right)}, \quad (2)$$

где α - угол откоса уступа, град; b - ширина бермы безопасности.

Анализ графиков построенных для условий карьера Мурунтау (рис. 1) показывает, что для достижения заданного темпа углубки горных работ при увеличении ширины рабочих площадок и уменьшении угла откоса рабочего борта карьера необходимо увеличивать производительность экскаваторно-автомобильного комплекса (ЭАК). Таким образом, для реализации заданных темпов углубки необходимо жестко управлять такими параметрами как ширина рабочей площадки, длина фронта работ на уступе, угол откоса рабочего борта карьера.

Ширину рабочей площадки на нижнем горизонте необходимо для отработки заданного объема руды и вскрытия рудной залежи для дальнейшей отработки находим исходя из горизонтальной площади рудного тела

$$Ш_{pn} = \frac{S_p}{L_{\phi_n}}, \quad (3)$$

где S_p - горизонтальная площадь рудного тела; L_{ϕ_n} - длина фронта работ на n - горизонте.

Необходимую ширину рабочей площадки на каждом обрабатываемом уступе можно описать выражением

$$Ш_{p\delta_n} = Ш_{p\delta_{min}} + \Delta Ш_{p\delta}, \quad (4)$$

где $Ш_{p\delta_{min}}$ - минимальная ширина рабочей площадки на первом уступе, принимается из условия безопасности ведения горных работ, м;

$\Delta Ш_{p\delta}$ - изменение ширины рабочей площадки по мере углубки, м

$$\Delta Ш_{p\delta} = \frac{Ш_{p\delta} - Ш_{p\delta_{min}}}{n}, \quad (5)$$

n - количество обрабатываемых уступов, $n = h_m / h_y$.

Исходя из условия, что транспортные коммуникации будут располагаться на нерабочем борту карьера, длину фронта работ по мере углубки L_{ϕ_n} определяем по формуле

$$L_{\phi_n} = L_{\phi_0} - \sum_1^n b_{mp} - \sum_1^n b - \sum_1^n 2h_y (ctg \gamma_1 + ctg \gamma_2), \quad (6)$$

где L_{ϕ_0} - длина первоначального фронта работ, м; b_{mp} , b - ширина транспортной и предохранительной бермы; γ_1 , γ_2 - угол наклона нерабочего борта карьера, град;

Угол откоса рабочего борта карьера на конец отработки вычислим из выражения

$$j_p = j_1 + \Delta j_p, \quad (7)$$

где j_1 - первоначальный угол откоса рабочего борта карьера, град; Δj_p - изменение угла откоса рабочего борта карьера при высоком темпе углубки.

Принципиальная схема к определению изменения угла рабочего борта карьера приведена на рис. 2.

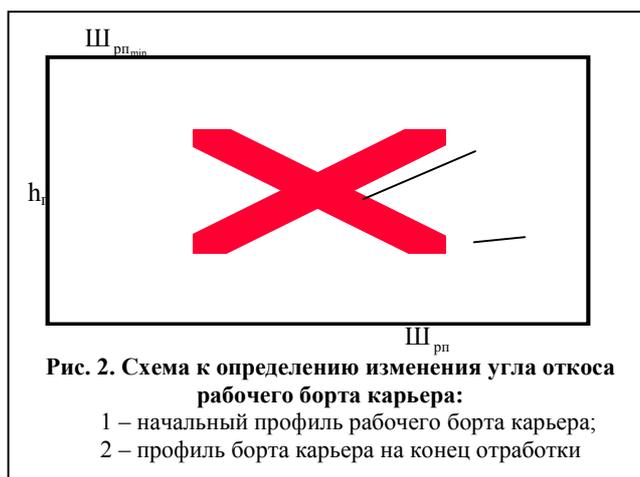


Рис. 2. Схема к определению изменения угла откоса рабочего борта карьера:

- 1 - начальный профиль рабочего борта карьера;
- 2 - профиль борта карьера на конец отработки

$$\Delta j_p = \arctg \left[\frac{\Delta b \sin^2 j_1}{h_y - \Delta b \cos j_1 \sin j_1} \right], \quad \text{град} \quad (8)$$

$$\Delta b = Ш_{p\delta} - Ш_{p\delta_{min}}$$

Необходимая годовая производительность ЭАК для достижения заданного темпа углубки будет равна объему горной массы в контурах участка с интенсивным понижением горных работ, который определим из выражения:

$$Q_3 = \sum_1^n V_{zm_n} = \sum_1^n h_y L_{\phi_n} Ш_{pn_n}, \quad \text{м}^3/\text{год} \quad (9)$$

Так как угол откоса рабочего борта карьера существенно влияет на текущий коэффициент вскрыши [3] (рис. 3) и как следствие на технико-экономические показатели работы карьера наиболее экономически выгодным будет понижение горных работ с максимально возможным углом откоса рабочего борта карьера и минимальной производительностью ЭАК.

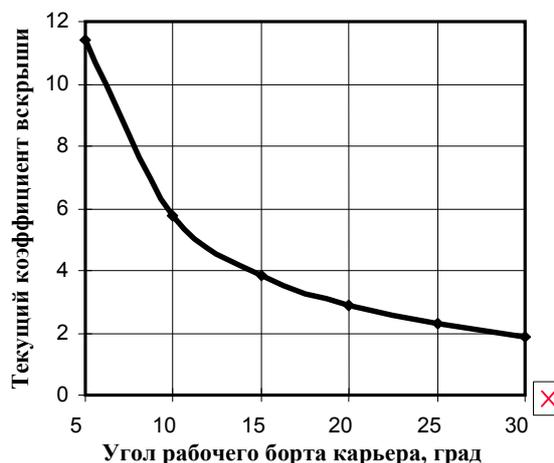


Рис. 3. Влияние угла рабочего борта карьера на текущий коэффициент вскрыши

Изложенные теоретические предпосылки положены в основу создания алгоритма расчета необходимой производительности автомобильно-экскаваторного комплекса и параметров системы разработки при высоких темпах углубки горных работ (рис. 4).

Выполненными расчетами на ЭВМ установлено, для достижения скорости углубки 50÷70 м/год необходимо

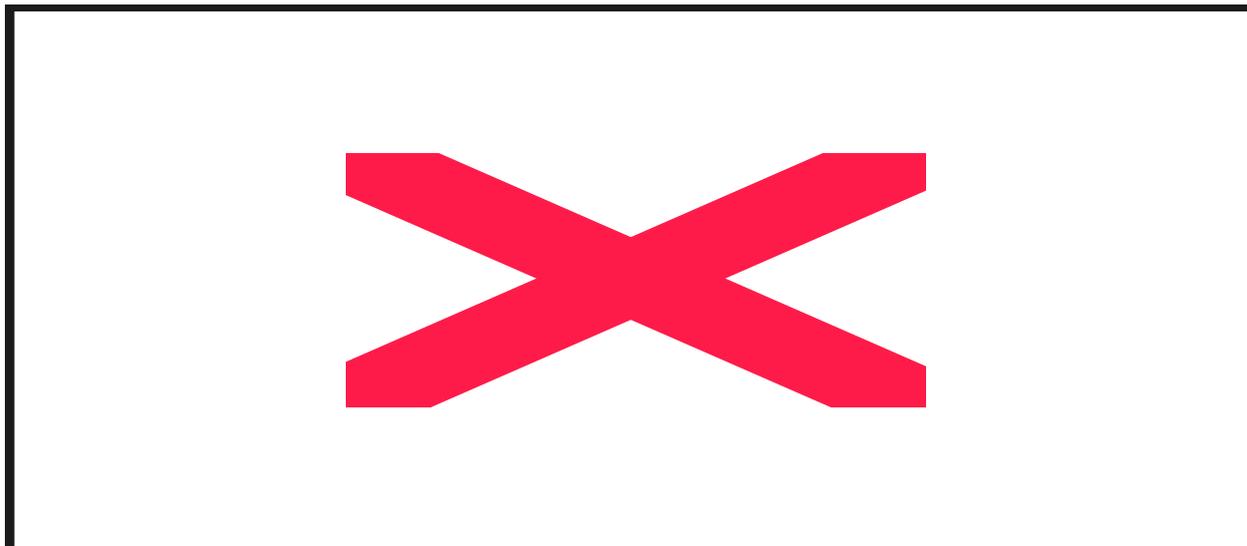


Рис. 4. Блок-схема алгоритма расчета параметров системы разработки при высоком темпе углубки горных работ

буровзрывные работы вести высотой уступа 30 м, отработку уступами высотой 15 метров, ширина рабочей площадки - 80 м, длина фронта работ по горизонтам будет изменяться в пределах 660-1300 м, необходимая производительность экскаваторно-автомобильно комплекса составит 4850 тыс. м³/год. При этом угол откоса рабочего борта карьера составит 25,3°.

Таким образом определены параметры системы разработки для достижения заданных темпов понижения горных работ в условиях глубокого карьера Мурунтау.

Список литературы:

1. Арсентьев А.И. *Определение производительности и границ карьеров.* М.: Недра, 1970 г.
2. Ржевский В.В. *Открытые горные работы. Часть 2. Технология и комплексная механизация.* М.: Недра, 1985 г.
3. Трубецкой К.Н., Сеинов Н.П., Шендоров А.И. *Открытые горные работы. 2001 г. №8, с. 7-13.*

ПУТИ ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПРОВЕТРИВАНИЯ РУДНИКА «КОЧБУЛАК»

УДК 622. 418. (075)

© Г.М. Мирсаидов, Б.Ж. Боймирзаев 2002 г.

Г.М. Мирсаидов, канд. техн. наук ТашГТУ,
Б.Ж. Боймирзаев, ассистент ТашГТУ

Правильная организация проветривания шахт зависит не только от подачи в них необходимого количество воздуха, но и от соответствующего распределения его по горным выработкам с помощью различных средств. Многие средства, применяемые на практике, часто не обеспечивают надлежащее распределение воздуха по выработкам.

Полнота использования свежего воздуха, подаваемого в шахту, зависит от эффективности работы средств распределения по горным выработкам. При этом применяемые средства должны обладать, способностью регулировать количество воздуха в широких пределах в различных условиях их установки. Усовершенствование существующих и изыскание принципиально новых средств регулирования воздухораспределения по выработкам является актуальной задачей для горнорудной промышленности.

В настоящей работе исследованы возможные способы регулирования количества воздуха в горных вы-

ботках для условий рудника «Кочбулак» производственного объединения «Узалмаззолото».

Изучение условий распределения воздуха по выработкам рудника «Кочбулак». Выполнению данной работы предшествовало изучение плана горных работ и схемы вентиляции рудника «Кочбулак». Согласно материалам, представленным производственным объединением «Узалмаззолото» и рудником «Кочбулак», подача воздуха в шахту сопровождается значительной утечкой его в атмосферу через штольню «Капитальная».

Ознакомление с планом горных работ и схемой вентиляции рудника «Кочбулак» показывает, что проветривание осуществляется нагнетательным способом. Воздух из атмосферы посредством вентиляторной установки главного проветривания через вентиляционную сбойку поступает на штольню «Капитальная» под углом порядка 45°. При открытых вентиляционных дверях утечка воздуха составляет 60-65% от общего его количество, поступающего в шахту.

Для уточнения этих данных нами производились замеры количества воздуха в вентиляционной сбойке Д, в штольне В и в выработке С, по которой воздух поступает в шахту (рис. 1).

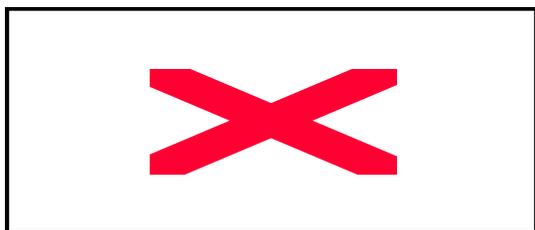


Рис. 1. Схема сопряжения вентиляционной сбойки со штольной «Капитальная»

Замеры производились при открытых положениях вентиляционных дверей и при их закрытии. Места замеров были выбраны на расстоянии 20-25 м от пересечения оси штольни и вентиляционной сбойке, т.е. были соблюдены все условия измерения скорости потока воздуха. Замеры производились чашечным (заводской № 4177) и крыльчатый (заводской №5035) анемометрами. Количество воздуха, протекающего по выработкам, определялось по величине сечения выработок и средней скорости движения потока воздуха.

Как показали данные эксперимента, при открытых положениях вентиляционных дверей утечка воздуха через штольню в атмосферу составляет порядка 30 м³/с, тогда как общее количество воздуха, поступающее в шахту через вентиляционную сбойку, составляет 51 м³/с, что подтверждает представленные рудником данные.

Причиной неэффективного проветривания рудника, по нашему мнению, является ряд причин: частое открывание вентиляционных дверей из-за интенсивного движения шахтного транспорта, слабый контроль за состоянием работоспособности и герметичности вентиляционных дверей.

Открытое положение вентиляционных дверей приводит к увеличению производительности вентилятора главного проветривания. При этом количество воздуха, поступающее в шахту по выработки «С» не увеличивается, а утечка воздуха в атмосферу по выработке «В» значительно возрастает.

Кроме указанной, ещё одной из основных причин неэффективности проветривания рудника является большой угол примыкания вентиляционной сбойки к штольне, что приводит к резкому увеличению местного аэродинамического сопротивления, возникающего вследствие удара потока воздуха о стенку примыкающей выработки с достаточной большой скоростью (порядка 9-13 м/с).

Целью настоящей работы было изыскание эффективного способа перераспределения воздуха на руднике «Кочбулак». Для этой цели был изготовлен модель горных выработок в масштабе 1:10 и на нем проводились аэродинамические лабораторные исследования следующих способов регулирования:

1. Регулирования количества воздуха с помощью вентилятора завесы (воздушные завесы).
2. Лабораторный стенд для исследования распределение воздуха по выработкам при различных сопротивле-

ниях сети. Эти исследования проводились при различных значениях $Q_{общ}$.

В работе приняты следующие обозначения:

V_1 - скорость движения воздуха в усиливаемой выработке «С», м/с;

V_2 - скорость движения воздуха в ослабляемой выработке «В», м/с;

Q_1 - количество воздуха в усиливаемой выработке, м³/с;

Q_2 - количество воздуха в ослабляемой выработке, м³/с;

$Q_{общ}$ - количество воздуха, подлежащее распределению по выработкам, м³/с;

$Q_{зав}$ - количество воздуха, подаваемое вентилятором завесы, м³/с;

$(h-h_0)Q_{общ}$ - показание микроманометра при определении общего количества воздуха, протекающего по вентиляционной сбойке, мм. вод. ст.

$(h-h_0)Q_{зав}$ - показание микроманометра при определении количества воздуха, выходящего из установки завесы, мм. вод. ст.

К.П.Д. регулирования был подсчитан по формуле

$$h = \frac{Q_2^I - Q_2^{II}}{Q_{общ}} \cdot 100\%$$

где: Q_2^I количество воздуха в ослабляемой выработке до регулирования, м³/с;

Q_2^{II} количество воздуха в ослабляемой выработке после регулирования, м³/с;

Эксперименты показали при сопротивлении шахтной сети (А=2 см, А=4 см, А=6 см) значительная часть (35-80%) от общего количества воздуха выбрасывается через штольню (выработку «В») в атмосферу бесполезно. С уменьшением сопротивления шахтной сети (сопротивление выработки «С» - А=10 см, А=12 см) количество воздуха, которое теряется бесполезно, резко уменьшается и составляет (3-10%) от общего объема воздуха.

Действительное распределение количества воздуха по выработкам на руднике «Кочбулак» при открытых вентиляционных дверях находится в следующих пределах: 60-70% воздуха протекает по штольне «Капитальная» выработка «В» и выбрасывается в атмосферу, а 33-40% воздуха поступает в шахту по выработке «С». Такое перераспределение воздуха в модели установки соответствует эквивалентному отверстию А=4 и А=6 см.

Было исследовано распределение воздуха по выработкам с помощью установки воздушной завесы.

Экспериментальные исследования были проведены при значениях $Q_{зав}=0,09$ м³/с или 28% от общего объема воздуха $Q_{общ}$.

Сравнивая результаты экспериментальных исследований естественного распределения при работе вентилятора завесы, можно сделать следующие выводы:

- при максимальном сопротивлении выработки «С» (А=2 см) воздушная завеса практически не влияет на распределение воздуха по выработкам;

- с уменьшением сопротивления сети коэффициент полезного действия завесы $Q_{зав}$ возрастает;

- так как сопротивление всех выработок рудника «Кочбулак» примерно соответствует эквивалентному отверстию А = 6 см (выработка «С») модели, то эффективность работы воздушной завесы составляет примерно 20%. Регулирования количества воздуха с помощью на-

правляющего аппарата (НА). При естественном распределении воздуха по выработкам «С» и «В» рис. 1. Струя, вытекающая и вентиляционной сбойки (выработка «Д»), встречает на своем пути твердую преграду-стенку штольни «Капитальная» и она оказывает давление на стенку штольни «Капитальная», сила которого называется силой удара струи.

Значение этой силы зависит от средней скорости потока, размеров поперечного сечения вентиляционной сбойки и ее расположения по отношению к штольне «Капитальная». Сила давления струи при расположении вентиляционной сбойки под углом « α » к штольне «Капитальная» разлагается на две составляющие:

P_n - нормальное давление, направление которого перпендикулярно к стенке;

P_o - осевое давление, направленное по оси штольни «Капитальная».

Угол между осью струи, выходящей из вентиляционной сбойки (выработка «Д») и осью штольни «Капитальная» (выработка «В»), должен быть в пределах $18 - 20^\circ$.

Экспериментальные исследования влияния НА на распределение воздуха по выработкам проводились на той же модели горных выработок (рис. 2). Количество

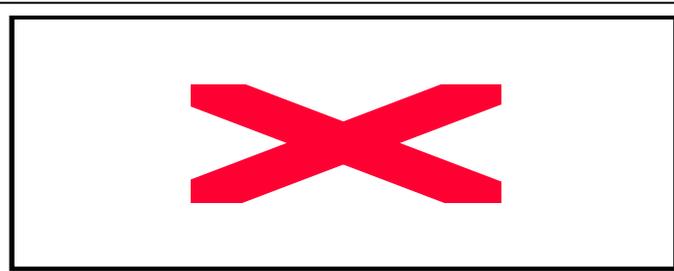


Рис. 2. Схема к определению силы давления струи, выходящей из вентиляционной сбойки

лопаток НА при исследовании составило 2, 3, 4.

Установка направляющего аппарата (НА), не требующая больших капитальных затрат, позволяет на 10-11% уменьшить количество воздуха в ослабляемой выработке (уменьшает утечку в атмосферу).

Регулирование увеличением сопротивления выработки, (выработки «В»). Эти исследования также проводились на модели горных выработок (рис. 1) с установкой дверных проемов в выработке «В».

При исследованиях площадь дверного проема составила 0,0144 м, последовательно было установлено 4 проема с интервалом 20 сек. Общее количество воздуха, которое необходимо было распределить по выработкам, составило 0,32 м/с. Применение дверного проема приводит уменьшению количества воздуха в ослабляемой выработке «В» на 5 - 7%.

Комбинированное регулирование. При комбинированном регулировании количества воздуха нами экспериментально были рассмотрены следующие варианты:

- распределение воздуха с помощью вентилятора завесы и увеличение сопротивления ослабляемой выработки «В»;
- распределение воздуха при помощи направляющего аппарата и увеличение сопротивления выработки «В»;
- распределение воздуха при помощи вентилятора завесы и направляющего аппарата (НА);

- распределение воздуха при помощи вентилятора завесы, направляющего аппарата НА и увеличение сопротивления выработки «В».

Оценка способов регулирования количества воздуха по горным выработкам. Как показывают результаты лабораторных исследований на модели горных выработок, регулирование воздуха с помощью воздушной завесы примерно на 18-22% увеличивает количество воздуха, поступающее в шахту и, соответственно уменьшает утечку воздуха по штольне в таких же пределах. Причиной такой относительно низкой эффективности работы воздушной завесы в условиях рудника «Кочбулак» является большой, порядка 41-42 угол примыкания вентиляционной сбойки к штольне.

Вследствие такого большого угла примыкания поток воздуха, выходя из сбойки с достаточно большой скоростью (порядок 11,5-13 м/с), ударяется о противоположную стенку штольни и разветвляется обратно пропорционально сопротивлениям шахты и штольни. Поэтому меньше количество воздуха поступает в шахту и большая часть протекает по штольне в виде утечки.

В связи с тем, что высота штольни примерно на 0,6 м выше высоты вентиляционной сбойки, а воздушная завеса создавалась по высоте сбойки и не перекрывала разность высот примыкающих выработок, то на этом участке (по кровле штольни) также наблюдалась утечка воздуха, что явилось второй причиной относительно низкой эффективности работы воздушной завесы. Для предотвращения этого явления на месте пересечения выработок в кровле штольни был установлен шибер, перекрывающий разность высот примыкающих выработок. Установка шибера позволила уменьшить утечку воздуха через штольню на 5-6%.

Установка направляющего аппарата (НА) на выходе из вентиляционной сбойки должна была, по идее исполнителей данной темы, уменьшить утечку воздуха, ословленную ударом потока воздуха о стенку штольни, за счет уменьшения угла примыкания основного потока воздуха к штольне «Капитальная». При этом угол установки НА к штольне, как было установлено экспериментами, должен составлять порядка $18-20^\circ$.

Лабораторные исследования подтвердили, что установка НА, увеличивает эффективность распределения воздуха. Так, количество воздуха, поступающее в шахту, при установке НА увеличилось на 24%, а утечка воздуха по штольне уменьшилась на 21%.

Комбинированный способ регулирования количества воздуха по горным выработкам с использованием воздушной завесы и установкой направляющего аппарата и шибера дает, по данным лабораторных исследований, лучшие результаты, чем при регулировании отдельными установками. Эффективность регулирования при комбинированном способе составляет порядка 38-42%, что является достаточно хорошим показателем для условий рудника «Кочбулак».

Список литературы:

1. Ушаков К.З., Бурчаков А.С., Пучков Л.А., Медведев И.И. Аэрология горных предприятий. М.: Недра, 1987 г.
2. Кирич Б.Ф. Ушаков К.З. Рудничная и промышленная аэрология. М.: Недра, 1983 г.

ГЕОМЕХАНИЧЕСКИЙ АНАЛИЗ И СИСТЕМЫ КОНТРОЛЯ ДЕФОРМАЦИЙ БОРТОВ КАРЬЕРА МУРУНТАУ

УДК 622.27

© А.А. Силкин, В.Н. Кольцов 2002 г.

А.А. Силкин, начальник НИО СазНИПИПТ, канд. техн. наук,
В.Н. Кольцов, главный маркшейдер НГМК

Месторождение Мурунтау расположено в северо-западной части структурно-формационной зоны Кызылкум-Алайской системы Юго-западного Тянь-Шаня и залегает в наиболее древних осадочно-метаморфических образованиях этой зоны. Структуру рудного поля определяет Тасказганская антиклиналь, ось которой имеет близширотное простирание. Южное крыло антиклинали, осложненное мелкими складками, оси которых простираются в северо-восточном направлении, осложнено слабо метаморфизованными сложно переслаивающимися сланцами, алевролитами и песчаниками.

Наиболее слабыми породами являются углисто-слоистые сланцы с низким содержанием кварца и перемежные породы в зонах дробления со средним размером отдельностей до 0,2 м. Они не превышают 5-6% от площади рассматриваемых разрезов. К породам средней прочности отнесены различные сланцы, алевролиты и

песчаники со средним размером куски 0,2-0,4 м. Они составляют ~ 45% площади разрезов и на основании практического опыта разработки карьера относятся к среднеустойчивым в откосах. Остальная часть площади разреза представлена горными породами со средним размером куски 0,4-0,7 м, которые сохраняют устойчивость в откосах длительное время.

Главными разрывными нарушениями являются Южный, Структурный и Северо-Восточный (первый и второй) разломы (рис. 1).

Тектонические нарушения, расчленяющие рудное поле на пять крупных блоков, внутренняя структура которых осложнена наличием более мелких сдвиговых трещин и трещин отрыва, создают дополнительные напряжения, которые изменяют общее поле напряжений в области карьера [1]. Так в зоне влияния Южного разлома расчетная величина максимальных касательных напря-

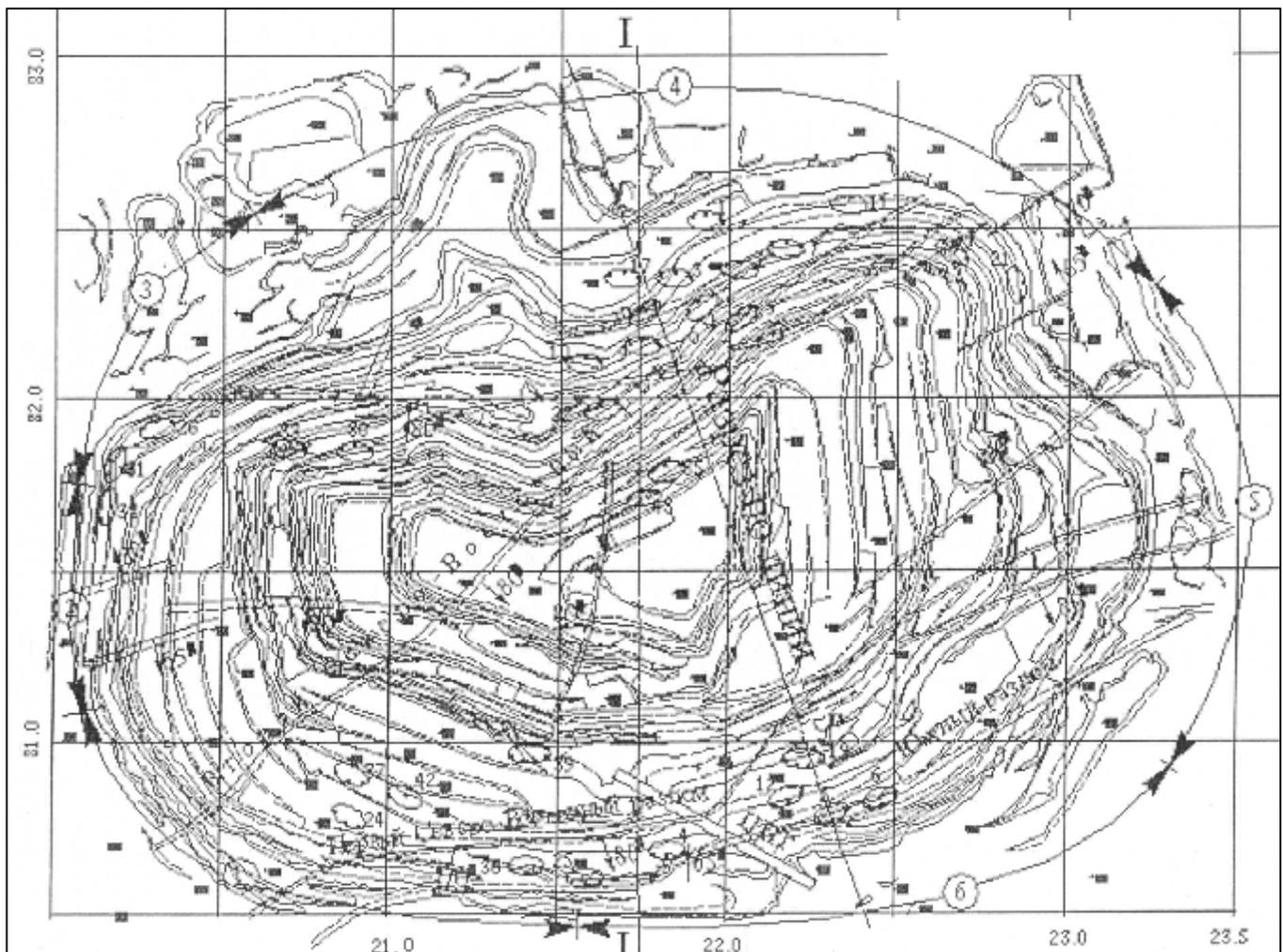


Рис. 1. План карьера Мурунтау

жений t_{max} в массиве возрастает более чем в 20 раз.

За период эксплуатации месторождения с 1979 года выявлено и зафиксировано 32 случая деформирования откосов уступов в виде осыпей, обрушений и оползней. Основными причинами деформирования уступов являлись неблагоприятно ориентированные тектонические нарушения, заполненные глиной трения с невысоким сопротивлением пород сдвигу, а также интенсивная трещиноватость пород.

По месту дислокации основных нарушений выделяются две группы (рис. 1): в зоне влияния Южного разлома (7 деформаций) и в зоне влияния Второго Северовосточного разлома (13 деформаций).

IV очередь развития карьера предполагает увеличение глубины свыше 600 м при практически неизменном контуре. Это вызовет перераспределение напряжений в прибортовом массиве и, соответственно, дополнительные горизонтальные и вертикальные деформации.

Решение вопросов обеспечения устойчивости бортов карьера и его уступов, своевременное предупреждение деформаций элементов открытых горных разработок невозможно без постоянного контроля за состоянием уступов бортов карьера и всего прибортового массива. Поэтому для дальнейшего развития карьера Мурунтау в сложных горно-геологических условиях создана маркшейдерская сеть для высокоточных наблюдений, отвечающая возросшим требованиям к обеспечению длительной устойчивости бортов при увеличении их высоты.

Для создания рациональной наблюдательной сети был выполнен геомеханический анализ, который включал *районирование* и *прогноз напряженно деформированного состояния* прибортового массива.

Районирование прибортового массива с учетом слоистости, трещиноватости, тектонической нарушенности и вторичной обводненности прибортового массива позволило выявить шесть протяженных участков со схожими условиями устойчивости (рис. 1).

Наибольший интерес представляют блоки 4 и 6, так как именно в них сосредоточено наибольшее количество деформаций, а на рис. 2 приведен характерный разрез для них по разведочной линии 115.

Блок 4 расположен на северном борте и по всей протяженности характеризуется наклонным залеганием слоев в сторону карьера в пределах 25-35°. Поэтому при рекомендуемом генеральном угле наклона северного борта, равном 38°, неизбежна подрезка породных слоев в нерабочем борте карьера, однако, как отмечается в [2] скальные породы допускают подрезку слоев и контактов с углами падения до 35° без существенного снижения устойчивости уступов. Породы в верхней части разреза практически на всем его протяжении представлены переслаивающимися алевролитами и сланцами различного состава с подчиненными прослоями песчаников. Нижняя часть разреза сложена окварцованными алевролитами, кварцевыми метасоматитами, кварцитами.

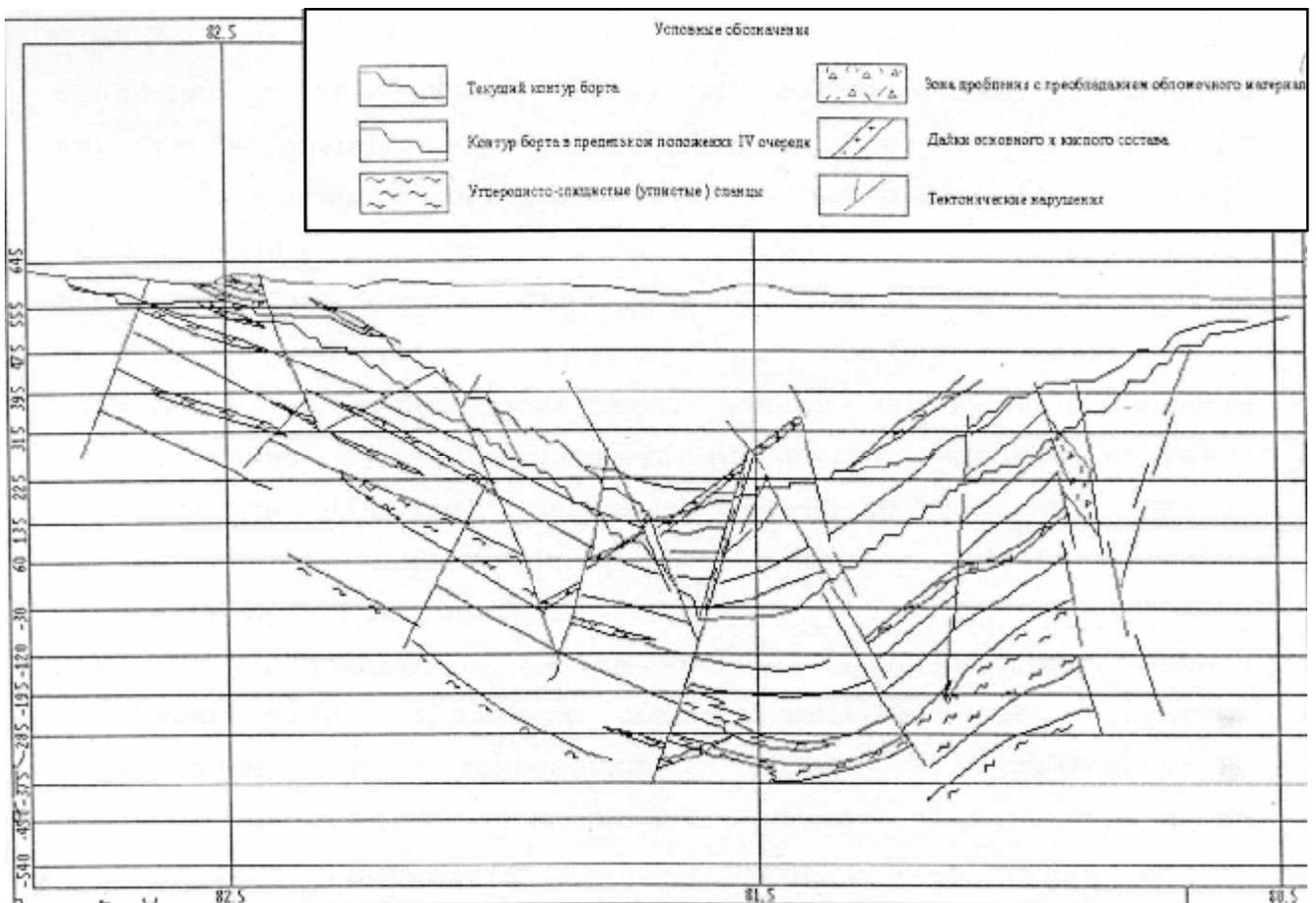


Рис. 2. Разрез по линии 115

Наибольшая вероятность деформирования пород в уступах борта относится к выпуклой в плане части борта, высота которого в предельном положении 660 м. Поверхности ослабления, способные участвовать в формировании поверхности скольжения отсутствуют, массив можно рассматривать как квазиоднородную среду.

Блок 6 расположен в восточной части южного борта. Породы, слагающие, прибортовой массив, представлены флишеподобной толщей переслаивающихся алевролитов и сланцев углеродистых и слюдяно-кварцевых с линзами и прослоями углистых сланцев.

Близость крупного Южного разлома и оперяющих его дизъюнктивных нарушений существенным образом осложнило залегание пород многочисленными складчатыми нарушениями. Нижняя пачка пород прибортового массива имеет падение в сторону карьера под углом около 30-35°. Выше по разрезу угол падения пород в сторону карьера увеличивается до 50-59°.

Из-за концентрации напряжений, как отмечалось выше, потенциально опасными следует считать участки, расположенные в зонах сочленения Южного разлома с Первым и Вторым Северо-восточными разломами.

Прогноз *напряженно-деформированного состояния* прибортового состояния массива осуществлялся сравнительной оценкой двух ситуаций: на текущий момент отработки и в предельном контуре с учетом структурно-тектонических особенностей массива и внешних нагрузок от отвалов.

В последнее время устойчивость откосов анализируется на основе решений задач теории упругости, полученных численными методами, в основном с использованием метода конечных элементов (МКЭ) [3, 4]. Наиболее удобным методом расчета поля напряжений для пространственных областей со сложным контуром является метод граничных интегральных уравнений (ГИУ) [5]. Метод ГИУ представляет собой недавно возникший вариант общего метода потенциала и основывается на применении интегрального уравнения, связывающего естественные граничные условия. При решении не требуется использовать какие-либо специальные функции или моделирование внутренней области.

Поэтому при решении рассматриваемой задачи этот подход имеет определенные преимущества перед методом конечных разностей или конечных элементов, так как в качестве известного вектора выбирается вектор фиктивных нагрузок. Если его значения известны, то поля напряжений и перемещений внутри тела определяются явным образом и достаточно точно при помощи интегрирования распределения фиктивных нагрузок. Таким образом, метод ГИУ фактически позволяет понизить размерность рассматриваемой задачи.

Возможность применения методов теории упругости подтверждается тем, что с достаточной точностью горные породы месторождения Мурунтау можно отнести к линейно деформируемым телам вплоть до момента разрушения. В зависимости от характера связей между фазами, слагающими породы, строятся различные модели среды, которые на основе экспериментальных данных подтверждают, что горные породы в объеме, значительно превышающем объем слагающих их минералов, могут рассматриваться как квазиизотропные.

Неупругое поведение горных пород под действием нагрузок характеризуется коэффициентом хрупкости и пластичности $c = S_p / S_{ож}$ значения которого более 0,2 свойственны пластичным материалам, а менее 0,2 - хрупким.

Состояние пород месторождения Мурунтау можно характеризовать как квазиизотропное с $c < 0,2$ и считать породы дифференциально упругими средами с совершенными связями и по п.6-8 пластичными с несовершенными связями.

В нашем случае рассматривается пространство (полупространство), в котором граница контура разбивается дискретно на конечное число участков. Интенсивность нагрузок на каждом заданном участке постоянна.

При решении задачи с учетом объемных сил (сил тяжести) граничные уравнения определяются так

$$\frac{1}{2} d_{ik} j_k(x_0) + \int F_{ik}(x_0, V) j_k(V) = t_i(x_0) - \int_V F_{ik}(x_0, z) y_k(z) dV(z), \quad x_0, x \in S; z \in V \quad (1)$$

где $i, k = 1, 2$; j_k - фиктивные нагрузки; y_k - компоненты объемных сил; S - граница области; V - внутренняя об-

$$d_{ik} = \begin{cases} 1, & i = k \\ 0, & i \neq k \end{cases}$$

ласть; t_i - напряжения на границе; F_{ik} - фундаментальное решение Кельвина;

Напряжения и смещения во внутренней области V имеют вид

$$\begin{aligned} \sigma_{ij}(x) &= \int T_{ijk}(x, V) j_k(V) ds(V) + \int T_{ijk}(x, z) y_k(z) dV(z); \\ u_i(x) &= \int G_{ij}(x, V) j_j(V) ds(V) + \int G_{ij}(x, z) y_j(z) dV(z), \\ x, z \in V^s; V \in S; i, j &= 1, 2 \end{aligned}$$

где T_{ijk}, G_{ij} - фундаментальные решения Кельвина; S_j - напряжения; u_i - смещения.

Реальный породный массив под воздействием напряженного состояния изменяет свои свойства во времени, то есть проявляет свойства наследственной ползучести. Нелинейный характер ползучести учитывается следующим образом [6]

$$e(t) = \frac{1}{E} \left\{ s(t) + \int_0^t L(t-t) s(t) dt \right\} \quad (3)$$

где E - модуль упругости; $s(t)$ - напряжение, действующее в течение времени dt ;

$L(t-t) = d(t-t)^a$ - разностное ядро ползучести типа Абе-ля; a, d - постоянные.

После расчета поля напряжений в массиве, которое определяется конфигурацией границ исследуемой области. Бездействующими на эти границы внешними силами и временными фактором, на основе критерия прочности строилась функция прочности F .

В точке (области) массива, где $F @ min$, происходит зарождение разрушения, квазистатическое развитие которого определяется изолиниями функции прочности F .

Для расчета функции прочности F использовалась теория прочности Кулона-Мора, которая представлена в общем виде [7]

$$(s_x - s_y)^2 + 4t_{xy}^2 - f(s_x + s_y + 2c \operatorname{ctg} \alpha)^2 \sin^2 \alpha \quad (4)$$

где t_{xy} - касательные напряжения на площадках скольжения, МПа; C - сцепление, МПа; $S_{x,y}$ - составляющие компоненты нормального напряжения на площадках скольжения, МПа; j - угол внутреннего трения, град.

Следует отметить, что разрушение пород путем сдвига происходит при всестороннем сжатии. При появлении растягивающих напряжений разрушение происходит путем отрыва по площадке, перпендикулярной к направлению растягивающих напряжений. Это обстоятельство ограничивает применение модели Кулона-Мора только областью сжимающих напряжений. Поэтому в случае возникновения растягивающих напряжений в данной точке используется первая теория прочности ($S_p \approx 3 S_1$).

Очевидно, что характер напряженно-го состояния в массиве горных пород криволинейной границей, образующейся за счет выемки породной массы, под воздействием сил гравитации существенно отличается от однородного состояния при прямолинейной границе. В рассматриваемом прибортовом массиве нормальные напряжения S_x и S_y - сжимающие.

На рис. 3, г приведены изолинии напряжений в основании и бортах карьера при $g = 0,026$ МПа на текущий момент (при высоте северного борта на разрезе по линии 115 $H=465$ м) и на период постановки его в предельное положение при $H=660$ м (рис.3, а-в. Разрез по линии I-I, северный борт). Существенная концентрация нормальных напряжений S_x и касательных напряжений t_{xy} наблюдается в зонах, примыкающих к основанию борта в точках перегиба криволинейной границы. Отметим, что при существующей высоте уступа $10 \text{ м} \leq H_{yc} \leq 30 \text{ м}$ и ширине берм $10 \text{ м} \leq B \leq 30 \text{ м}$, образуемая ими конфигурация не влияет на напряженное состояние. При возрастании этих параметров их влияние заметно (рис. 3). Распределение нормальных вертикальных напряжений S_y соответствует гипотезе А.Н. Динника. Величина их плавно возрастает вдоль борта в зависимости от глубины (рис. 3,б).

Нормальные горизонтальные напряжения S_x в верхней части борта в 20-25 раз больше S_y , а в его основании в 3-5 раз превышают вертикальные, причем отношение S_x/S_y возрастает с увеличением H .

На дневной поверхности максимальная концентрация S_x возникает на рас-

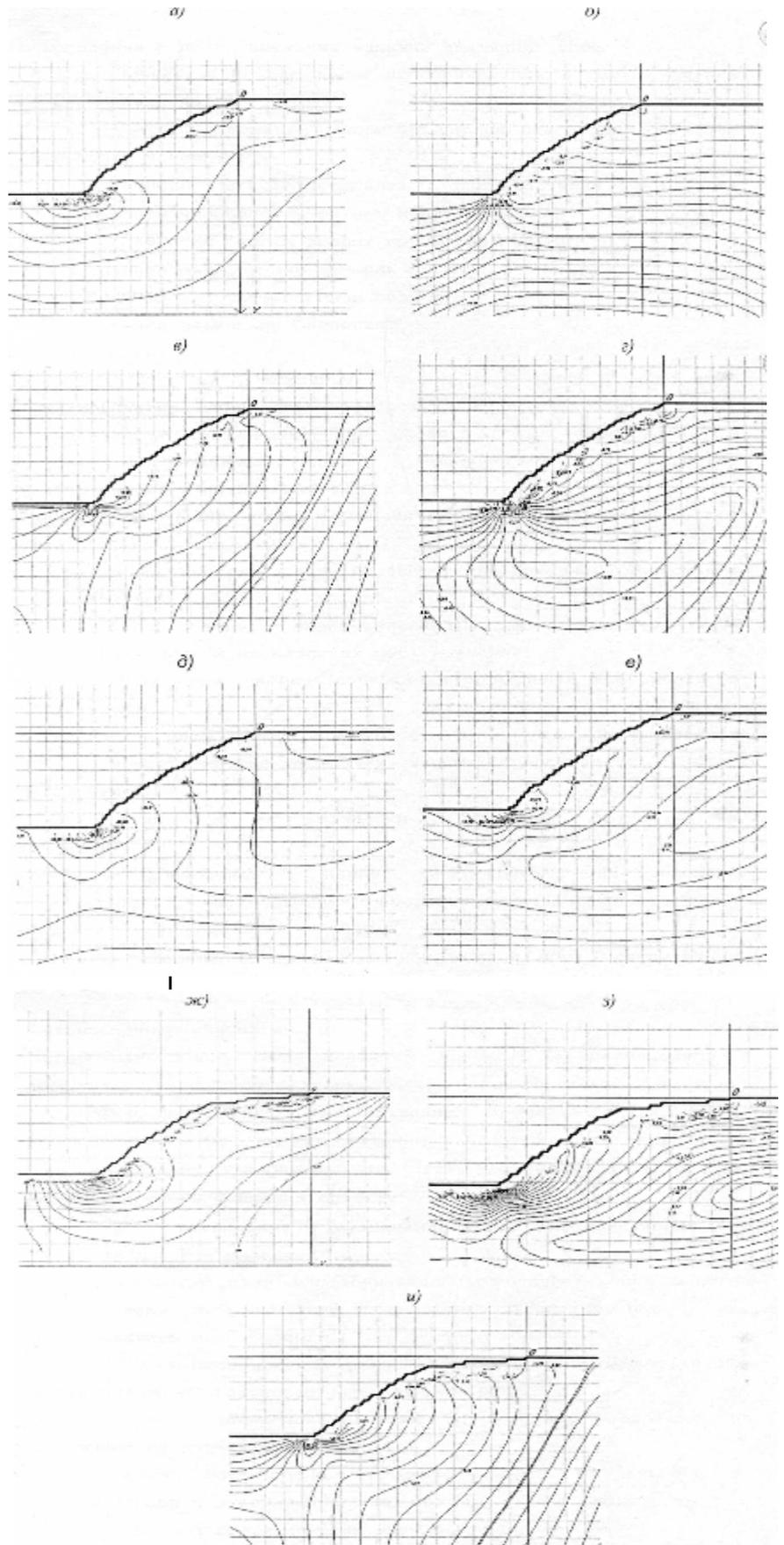


Рис. 3. Изолинии напряжений в основании и бортах карьера: а) S_x , б) S_y , в) t_{xy} , г) S_{max} , д) S_{min} , е) t_{max} (северный борт по разрезу I-I в контурах IV очереди), ж) S_x , з) t_{xy} (северный борт, разрез по линии 115 по состоянию на 01.01.02 г.)

стоянии kH (k - коэффициент, зависящий от высоты бор-та H и угла его наклона α) от края бор-та. От этой области распространяется вниз вглубь массива нулевая изополюса t_{xy} (рис. 3). Очаги концентрации нормальных напряжений s_x примыкают к участкам границы массива, обладающим наибольшей кривизной, и именно они определяют местоположение наиболее опасных (в смысле потери прочности и устойчивости) зон в горном массиве.

Таким образом, термин «разгрузка» для случая выемки породы при отработке карьера не соответствует тем процессам, которые происходят в массиве. Действительно, если сравнить картину распределения напряжений в массивах горных пород до и после выемки, то заметим, что уменьшаются (разгружаются) в основном нормальные напряжения s_x , а остальные компоненты напряжений увеличиваются и способствуют образованию зон концентрации напряжений и пластического течения, то есть фактически идет процесс нагружения, а не разгрузки (рис. 3, а-г).

Моделирование данного процесса осуществляется на основе функции прочности, преобразуемой из выражения (4)

$$F = (s_x + s_y + 2C \operatorname{ctg} j)^2 \sin^2 j - [(s_x - s_y)^2 + 4t_{xy}^2] \quad (5)$$

Расчетами установлено, что при $H = 465$ м зона разупрочнения практически отсутствует, при $H = 660$ м зона разупрочнения увеличивается и примерно в радиусе 150-250 м концентрируется вокруг точки сопряжения бор-та с основанием. Для глубины $H = 1000$ м характерно увеличение радиуса этой зоны до 1000 м, а линия предельного состояния выходит на контур бор-та в верхней его трети.

При уменьшении прочностных свойств пород конфигурация зон разупрочнения меняется в значительной степени. Так при показателях прочности пород, характерных участкам тектонических нарушений, зона разупрочненных пород при рассматриваемых параметрах бор-та ($H = 660$ м) распространяется вдоль поверхности

бор-та на глубину до 300 м, а вдоль основания и дневной поверхности - до 200 м. Таким образом, участки пород с данными свойствами в этой зоне становятся менее устойчивыми и служат потенциальными поверхностями сдвига. Для весьма прочных пород зона разупрочнения невелика и расположена у основания бор-та. При уменьшении сцепления до $C=21,4$ МПа и $j = 37,9^\circ$, п.2) зона разупрочнения увеличивается в три раза.

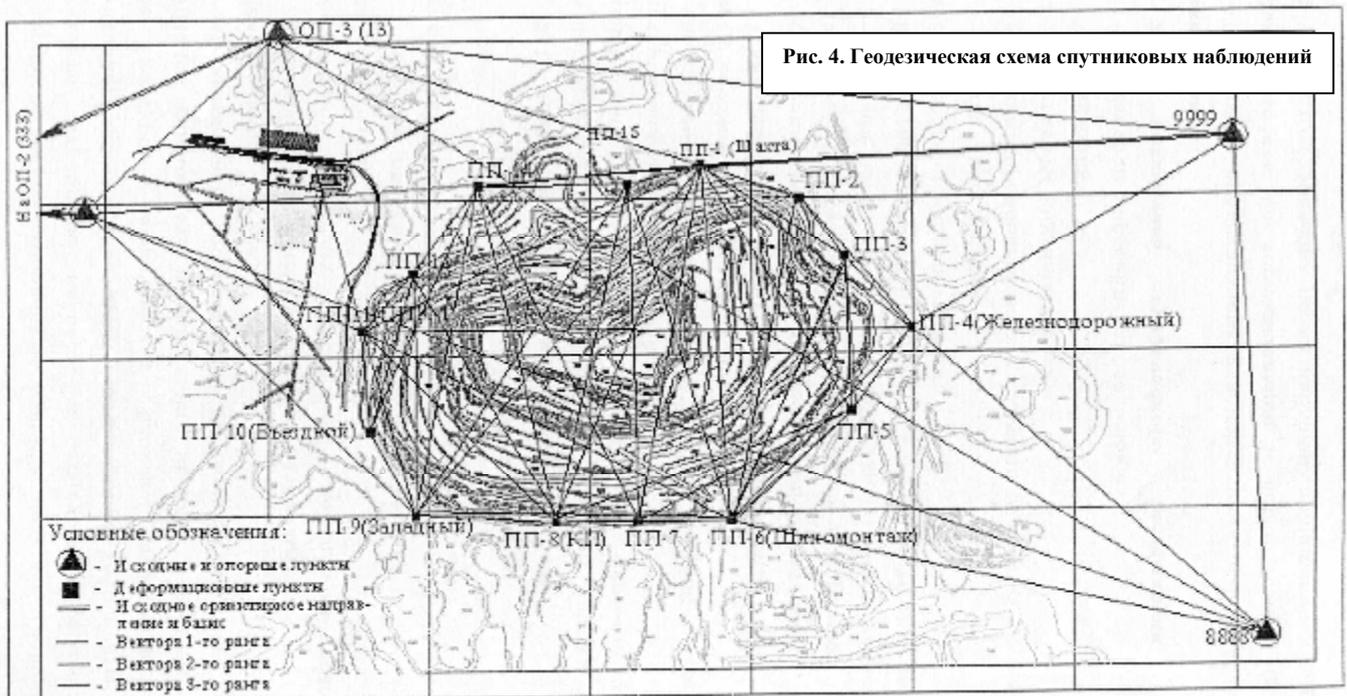
Отметим, что зона разупрочнения в значительной степени определяется сочетанием составляющих компонент напряжений, формирующихся на элементарной площадке и входящих в выражение (6).

При определенной их комбинации породы с меньшими прочностными характеристиками находятся в устойчивом состоянии, а более прочные породы разупрочняются. При показателях коэффициента сцепления $C=21,4$ МПа и угла внутреннего трения $j = 37,9^\circ$ породы на расстоянии 600-700 м по горизонтали от основания бор-та разупрочнены, а на при $C=0,031$ МПа, $j = 39,6^\circ$ - имеют достаточный запас прочности. Величины напряжений по сравнению с решением задачи в упругой постановке и с учетом ползучести (3) возрастают с течением времени, что приводит к дополнительным деформациям.

Таким образом, изменение граничных условий за счет углубки карьера вызовет перераспределение составляющих компонент напряжений и увеличение объемов породного массива, находящегося в неустойчивом состоянии.

Наличие участков (рис. 2) с пониженными прочностными характеристиками увеличивают вероятность деформирования бор-та.

По результатам геомеханического анализа к потенциально неблагоприятным участкам прибортового массива отнесены северный бор-т (падение слоев в сторону выемки, наличие прослоев углеродисто-сланцевых сланцев с низкими показателями сопротивления пород сдвигу) и южный бор-т (наличие крупного Южного разлома,



способствующего проявлению локальных деформаций оползневой типа и создающего концентрации напряжений, которые могут образовать поверхности скольжения, отличающиеся от общепринятых).

Длина всех разрушающих деформаций по фронту, как правило, превышает высоту деформированного уступа в 2-5 раз. Это свидетельствует о том, что влияние (зажим) боковых пород на устойчивость уступов, находящихся в предельном положении, сказывается лишь до тех пор, пока протяженность нарушенного участка не превысит его высоту.

Поэтому заложение рабочих реперов через 600-800 м по контуру карьера позволит контролировать устойчивость бортов на всем их протяжении, а созданную сеть можно использовать как основу для расширения наблюдений (метод створов, профильных линий, засечек).

Опорные пункты заложены вне зоны возможных деформаций с учетом максимальных размеров и глубины карьера, граница которой располагается на расстоянии $1,5 \cdot H$, где H - предельная глубина карьера.

В связи с отсутствием публикаций по точности различных схем построений была принята сетевая схема, имеющая избыточные измерения. Схема сети имеет очень жесткую конфигурацию (рис. 4).

Наблюдения выполнялись тремя спутниковыми приемниками GPS, что позволило измерять на некоторых участках 3 вектора одновременно. В процессе измерений контролировалось количество спутников и значение геометрического фактора (PDOP), которое не должно превышать 5 для достижения максимальной точности измерений. Выявлено, что в промежутке времени от 13 до 14 часов количество спутников не превышало 5 и значение PDOP достигало 6,5. В этот период времени измерения приостанавливались.

Обработка спутниковых наблюдений выполнялась программой Pos CEO (ZEISS), входящей в поставку комплекта спутниковых приемников, в результате которой получены плановые координаты всех пунктов сети в за-

данной локальной системе координат и высотные отметки положения пунктов.

Для анализа точности измерений, выполненных спутниковыми приемниками GePoS RM24, были проведены измерения контрольной сети высокоточной тахеометрической станцией ELTA S10 (ZEISS).

Схема контрольной сети представляет геодезический четырехугольник с измерениями всех углов и расстояний. В схему включены пункты: Шахта (1), Шиномонтаж (6), Западный (9) и ППК-1 (11). Максимальное расстояние в четырехугольнике составляет 2,9 км между пунктами (1) и (9). Минимальное расстояние составляет 1,2 км между пунктами (11) и (9). В геодезическом четырехугольнике выполнялись одновременные линейно-угловые измерения тахеометрической станцией ELTA S10.

Таблица 2
Сравнительный анализ спутниковых и линейных измерений

От пункта	до пункта	S-GPS (Сетевая схема)	S-EltaS10	dS	Относительная погрешность
11	01	2359.266	2359.265	0,001	1/1947000
11	06	2606.720	2606.714	0,006	1/429000
11	09	1220.430	1220.428	0,002	1/663000
01	06	2276.461	2276.465	-0,004	1/625000
01	09	2840.789	2840.796	-0,007	1/386000
06	09	1962.898	1962.896	0,002	1/1002000
Среднеквадратическая погрешность				0,005	

Анализ спутниковых измерений с высокоточными измерениями тахеометром ELTA S10 (табл. 2), выполненный сравнением уравненных значений расстояний, показал, что точность спутниковых измерений практически сопоставима с точностью измерений высокоточным тахеометром ELTA S10.

Таким образом, данная маркшейдерская сеть (с учетом ее распространения на нижележащие горизонты) для высокоточных наблюдений с использованием спутниковых геодезических приемников GPS позволит с достаточной достоверностью осуществлять долговременный контроль геомеханических и геодинамических процессов на карьере Мурунтау в процессе его развития.

Список литературы:

1. Быковцев А.С., Гончаров В.В., Беленко А.П. Влияние разломов на устойчивость бортов карьера Мурунтау. - Горный вестник Узбекистана, 1998 г., №2, с.64-68.
2. Галустьян Э.Л. Управление геомеханическими процессами в карьере. М.: Недра, 1980.
3. Амузин Б.З., Фадеев А.Б. Метод конечных элементов при решении задач геомеханики. М.: Недра, 1975 г.
4. Кашиников Ю.А., Ашихтин С.Г., Гладышев С.В., Цукерман А.И., Спутное А.Г. Геомеханический анализ и контроль развивающихся деформаций Западного борта Михайловского карьера. - Маркшейдерский вестник, 1999 г. №3, с. 15-20.
5. Бенерджи П., Баттерфилд Р. Метод граничных элементов в прикладных науках. - М.: Мир, 1984.
6. Ержанов Ж.С., Сагинов А.С., Гуменюк Г.Н. Ползучесть осадочных горных пород. Теория и эксперимент. - Алма-Ата: Наука, 1970.
7. Булычев Н.С. Механика подземных сооружений в примерах и задачах. - М.: 1989.
8. Цытович Н.А., Тер-Мартirosян З.Г. Основы прикладной геомеханики в строительстве. - М.: Высш. школа, 1981.

КОМПЛЕКСНЫЙ МЕТОД ПРОГНОЗА И КОНТРОЛЯ СОСТОЯНИЯ УСТОЙЧИВОСТИ ПРИБОРТОВОГО МАССИВА БОРТА КАРЬЕРА МУРУНТАУ

УДК 622.27

© А.А. Силкин, О.А. Тер-Семенов, А.С. Федянин 2002 г.

А.А. Силкин, начальник НИО СазНИПИПТ, канд. техн. наук,
О.А. Тер-Семенов, ст. научн. сотр. ВНИПИПромтехнологии,

А.С. Федянин, инженер-геофизик геомеханического бюро рудника Мурунтау Центрального РУ НГМК

Перспектива развития карьера Мурунтау, учитывая сложные горно-геологические условия месторождения, влечет за собой необходимость создания новых и совершенствования существующих методов и систем контроля устойчивости бортов карьера. Ослабление физико-механических свойств горных пород в зоне влияния крупных тектонических нарушений, сейсмическое воздействие массивных взрывов вызывают деформации уступов бортов карьера на различных его участках, что может привести к серьезным нарушениям режима горных работ.

С целью изучения внутреннего строения прибортового массива, определения потенциальной поверхности скольжения формирующейся деформации, выявления зон трещиноватости, характеризующих начальные стадии развития оползня, необходимо использовать современную аппаратуру позволяющую оперативно ответить на поставленные задачи. Так же не менее важной задачей является комплексный подход к оценке устойчивости деформировавшегося участка с целью заблаговременно принятия решения о технологии горных работ в его пределах.

Известно, что наибольшее применение на карьерах получили методы визуальных, упрощенных и инструментальных маркшейдерско-геодезических наблюдений за деформациями откосов. Сущность данных наблюдений состоит в фиксации видимых проявлений нарушений устойчивости откосов, характера трещиноватости массива и последствий взрывных работ в зоне их влияния (визуальные наблюдения), а также получении коли-

чественных закономерностей деформирования откосов с целью определения скорости, величин деформаций откосов и критической величины их смещений на прогрессивной стадии деформирования (упрощенные и инструментальные наблюдения). Следует отметить, что маркшейдерские наблюдения за развитием деформационных процессов отличаются большой трудоемкостью и невозможностью распространения регистрируемых параметров в глубину массива.

Решить данную задачу позволяют геофизические методы наблюдений обладающие рядом преимуществ, в ряду которых значительная глубинность исследований, большая производительность и высокая чувствительность к структурным изменениям в массиве горных пород.

В настоящее время на северном борту карьера отмечен участок деформирования откоса нерабочего уступа в предельном положении, гор. +165 м - +285 м (Деф. №43). Основными причинами деформации явилось совпадение направлений линий откоса уступа с простиранием пород, падение пород в сторону выработанного пространства, а так же расположение участка деформации в тектоническом клине между Меридиональным и Субширотным разломами, в пределах которых породы подвергнуты трещиноватости и рассланцеванию. Также важную роль сыграли слабые прочностные свойства тектонитов залегающих основных тектонических нарушений, по которым и произошло развитие деформации.

Было принято решение о проведении комплекса исследований, включающего детальные геофизические исследования структуры приконтурного массива и режимные маркшейдерские наблюдения. Основной целью исследований была оценка состояния устойчивости массива горных пород в зоне развития деформации, а так же нахождение плоскости возможного сдвижения пород северного борта карьера в пределах горизонтов +285 - +165 м. Геофизические наблюдения методом ВЭЗ проводились симметричной установкой на 3х горизонтах (гор. +285; гор. +255; гор. +185 м). При этом разносы питающих электродов АВ определялись для каждого горизонта отдельно, исходя из геометрических параметров блока и условий наблюдений. Замеры проводились со 100% повторением в прямом и обратном ходе, при этом погрешность измерений не превысила 5%. Интерпретация результатов ВЭЗ с учетом данных маркшейдерских наблюдений, позволила построить геоэлектрические модели исследуемого участка борта карьера непосредственно в зоне деформации, на которой выделяются зона разлома,

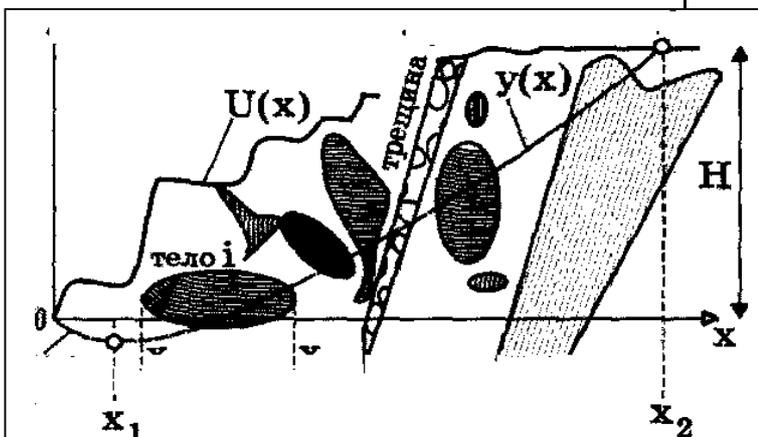


Рис. 1. Схема к расчету устойчивости участка деформации:

- U_x – контур поверхности борта
- X_1 – граничные координаты поверхности скольжения u_x
- Тело i – зона сильно трещиноватых пород
- H – высота деформированного слоя, м

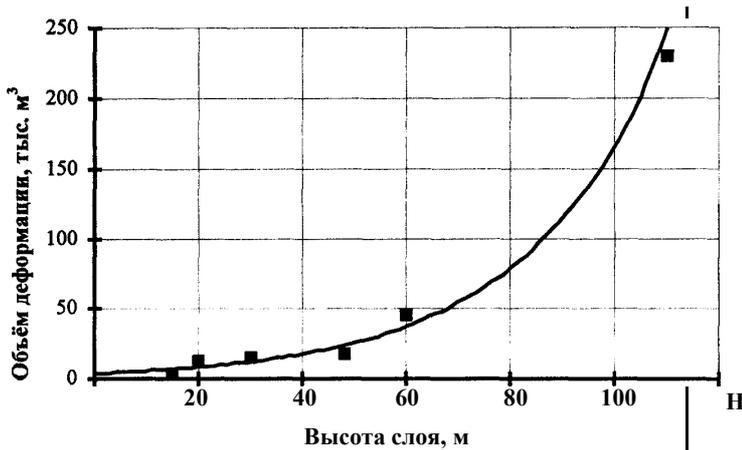


Рис. 2. Зависимость объема деформации от высоты деформированного слоя пород

структурные неоднородности и зона сильно трещиноватых пород в основании деформации (рис. 1). Анализ полученных инженерно-геологических и геофизических данных о структуре участка деформации показывает, что линией вероятного скольжения на данном участке явля-

ются зоны трещиноватых пород генетически связанных с меридиональным разломом, имеющие мощность до 5 м.

Следующим этапом оценки устойчивости участка деформации являлось построение математической модели деформированного участка с учетом сниженных коэффициентов сцепления и трения пород в массиве. Расчет проводился согласно общепринятых алгоритмов для квазиизотропной среды, с использованием специализированного программного пакета DNEPR, разработанного совместно с ИПНЭ НАНУ (Украина). Так же учитывалась имперически определенная зависимость объемов деформаций прибортового массива карьера Мурунтау от высоты деформированного слоя пород Н: (рис. 2).

Проведенный комплекс исследований на участке деформации позволил оперативно оценить состояние массива горных пород, выделить потенциальную поверхность скольжения, и, как следствие, составить надежный прогноз дальнейшего развития деформационных процессов на исследуемом участке.

СОРБЦИЯ ТЯЖЕЛЫХ МЕТАЛЛОВ ПРИРОДНЫМИ НЕОРГАНИЧЕСКИМИ МИНЕРАЛАМИ

УДК 502.55 : 628.51

© В.Е. Латышев, О.Ф. Петухов, В.А. Груцинов 2002 г.

В.Е. Латышев, начальник ЦНИЛ НГМК, докт. геол.-минерал. наук,
О.Ф. Петухов, главный инженер ЦНИЛ НГМК, канд. техн. наук,
В.А. Груцинов, начальник отдела охраны окружающей среды НГМК

Разработка методов рекультивации земель и подземных вод от ореолов загрязнения продуктами горно-металлургического производства, в частности, с помощью электросорбционной технологии (ЭСТ) [1] приводит к необходимости изучать взаимодействие токсичных катионов тяжелых металлов с природными минералами. В настоящей работе в качестве природных сорбентов использовали весьма распространенные глинистые минералы - бентонит и каолинит [2], а адсорбцию тяжелых металлов изучали с применением в качестве сорбента двуокиси кремния и двуокиси марганца - также весьма распространенных природных минералов, по крайней мере, для кызылкумского промышленного региона.

Анализ тяжелых металлов в растворе проводили методом инверсионной вольтамперометрии [3] с использо-

ванием твердых графитовых электродов [4], а уранил-иона - методом титрования. Ионную силу раствора, $I = 0,1$, поддерживали с помощью NaCl, pH регулировали с помощью HCl и NaOH и контролировали на ионнометре И-130.

1. Сорбция на глинистых минералах

Идентификацию глин на составляющие их минералы проводили рентгеноструктурным методом с использованием дифрактометра «Дрон-2,0» на трубке 03БСВ-25-Си. Содержание обменных форм катионов и катионообменную емкость (КОЕ) глин определяли путем их взаимодействия с 0,1 N раствором ацетата аммония при pH 7,0 [2, с. 97] и с 0,1 N раствором BaCl₂ при pH 6,5 [5]. Средние значения КОЕ приведены в табл. 1, из которой видно,

что щелочноземельный бентонит представлен в основном на 93% монтмориллонитом. В каолините основной минерал представлен на 88,2%, а примеси серицит и кварц - на 5,8 и 6,0% соответственно.

Минералогический состав и КОЕ глин

Таблица 1

Глины	Состав				Содержание противоионов, г/кг				КОЕ, г-экв/кг
	Монт-мори-лонит	Каолинит	Серицит	Кварц	Ca ⁺²	Mg ⁺²	Na ⁺²	K ⁺	
Щелочно-земельный бентонит	93,0	2,0	5,0	-	6,32	0,60	0,05	0,15	0,372 (0,12-0,25)
Каолинит	-	88,2	5,8	6,0	1,85	0,19	0,07	0,12	0,113 (0,01-0,10)

Примечание: в скобках приведены литературные данные по КОЕ [2,с.48].

У бентонита КОЕ заметно выше, чем у каолинита, при этом в обоих пробах глин более 80% обменного комплекса приходится на Ca^{+2} .

Для получения основных показателей сорбции снимали изотермы раздельной сорбции металлов из модельных растворов в статических условиях при температуре 25°C , $T:Ж=1:100$ и времени агитации 1,0 ч. Изотермы сорбции металлов на бентоните представлены на рис. 1, а на каолините на рис. 2. Как видно из представленных данных, для всех рассматриваемых металлов сорбционная обменная емкость (СОЕ) бентонита более, чем в три раза больше, чем у каолинита, что согласуется с их КОЕ.

Сорбционная способность металлов возрастает с увеличением их ионного радиуса (или с уменьшением энергии гидратации ионов) и располагается в лиотропном ряду:

$\text{UO}_2^{+2} > \text{Pb}^{+2} > \text{Sr}^{+2} > \text{Hg}^{+2} > \text{Cd}^{+2} > \text{Cu}^{+2} > \text{Mn}^{+2} > \text{Fe}^{+2} > \text{Zn}^{+2}$ который, в целом, согласуется с результатами, приведенными в работах [5, 6] и находится в соответствии с

теорией ионного обмена.

Коэффициент распределения (α) рассчитывали как tg угла наклона касательных к изотермам сорбции. При этом у бентонита для всех исследуемых металлов $\alpha > 1$, для каолинита $\alpha > 1$ только для уранил-иона. (табл. 2).

Полученные изотермы сорбции металлов имеют ярко выраженный выпуклый характер и могут быть описаны уравнением Фрейндлиха:

$$a = K_{\phi} \cdot C^{N_{\phi}}, \quad (1)$$

где a – содержание металла в гле, мг/г;

C – равновесная концентрация металла в растворе, мг/л;

K_{ϕ} – константа, представляющая собой количество сорбированного вещества при $C=1,0$;

N_{ϕ} – константа, значение которой равно дроби.

Для расчета K_{ϕ} и N_{ϕ} изотермы сорбции были построены в логарифмических координатах (рис. 3 и 4).

Величины N_{ϕ} находим как $\text{tg } \beta$ – угла наклона прямых к оси абсцисс, $\lg K_{\phi}$ – как отрезок прямой, отсекаемой продолжением прямых, на оси ординат (на рис. 3 показано на примере UO_2^{+2}). Результаты расчетов представ-

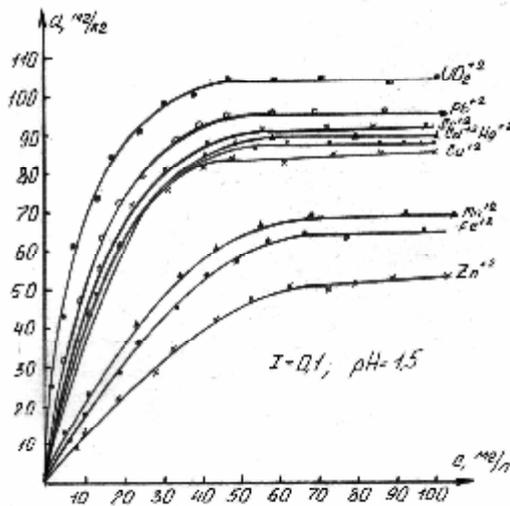


Рис. 1. Изотермы раздельной сорбции металлов на бентоните

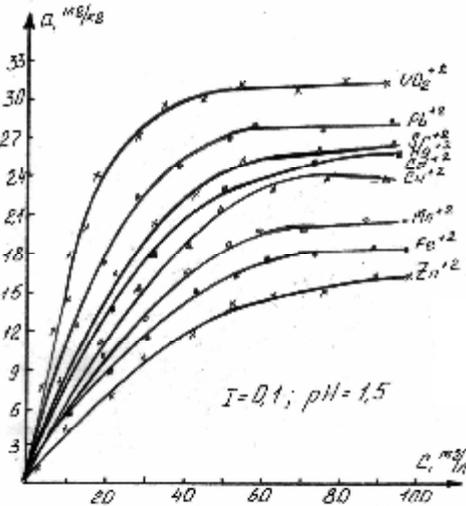


Рис. 2. Изотермы раздельной сорбции металлов на каолините

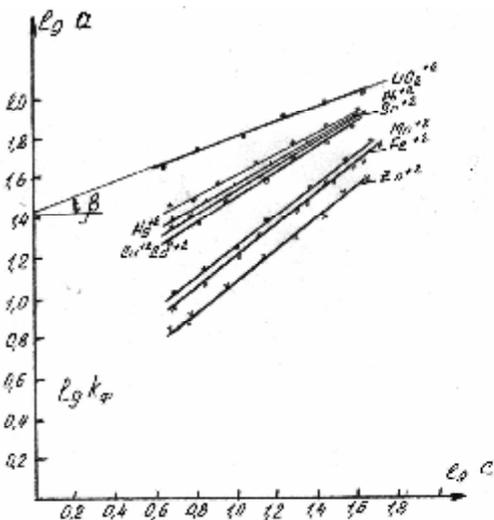


Рис. 3. Сорбция металлов на бентоните

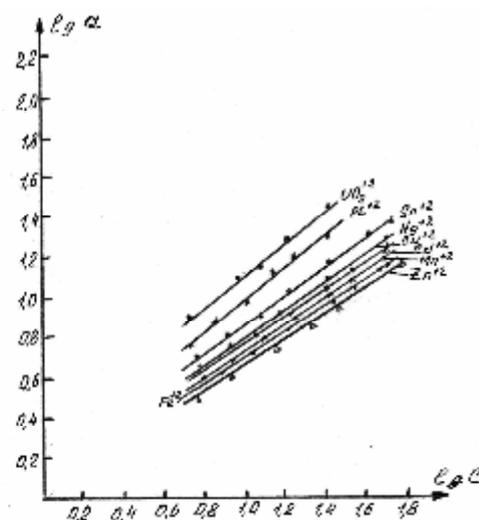


Рис. 4. Сорбция металлов на каолините

лены в табл. 2а и 2б.

При расчете константы равновесия (K_p) было принято допущение, что катионный обмен протекает только между ионом металла и Ca^{+2} по реакции:



где индексы «тв» и «р» означают твердую фазу и раствор.

Тогда константа равновесия может быть представлена:

$$K_p = \frac{[\Gamma - Me^{+2}]_{мс} \cdot [Ca^{+2}]_p}{[Me^{+2}]_p \cdot [\Gamma - Ca^{+2}]_{мс}}, \quad (3)$$

где [] - значение равновесных активностей ионов.

Учитывая, что $\frac{[\Gamma - Me^{+2}]_{мс}}{[Me^{+2}]_p} = \alpha$, а $[\Gamma - Ca^{+2}]_{мс} = 1$

[7], имеем:

$$K_p = \alpha [Ca^{+2}]_p \quad (4)$$

Выражая активность через концентрацию, получим:

$$K_p = \alpha \cdot C_{Ca^{+2}} \cdot f_{Ca^{+2}}, \quad (5)$$

где $f_{Ca^{+2}}$ - коэффициент активности Ca^{+2} .

При ионной силе раствора $I = 0,1$ по формуле Дебая-Хюккеля определили $f_{Ca^{+2}} = 0,3$ [6].

Равновесную концентрацию Ca^{+2} в растворе определяли аналитическим методом [8, с. 185-186], результаты которого хорошо совпали с расчетами по стехиометрии.

И, наконец, стандартный изобарный потенциал реакции вычислили по уравнению [7, с. 134-135]:

$$\Delta G^0 = -2,3 RT \lg K_p, \quad (6)$$

где T - абсолютная температура (в исследованиях $T = 298^0K$).

R - универсальная газовая постоянная, $R = 8,3143$ Дж/моль·град.

Основные показатели сорбции и термодинамические характеристики ионного обмена на изучаемых глинистых материалах представлены в табл. 2а, и 2б. Интересно отметить, что установленные в работе [9] значения ΔG^0 при сорбции металлов на щелочном монтмориллоните близки к полученным нами. Так, при сорбции Cs^+ на монтмориллоните в K^+ - форме при $t = 20^0C$ найдено значение $\Delta G^0 = -6,27$ кДж/моль.

Таблица 2а
Основные показатели и термодинамические характеристики сорбции тяжелых металлов на бентоните ($I = 0,1$; $pH = 1,5$; $t = 25^0C$)

Ион металла	Ионный радиус металла, Å	Сорбент – бентонит (КОЕ = 372 мг-экв/кг)					
		СОЕ, мг/кг	α	K_f	N_f	K_p	ΔG^0 , Дж/моль
UO_2^{+2}	~2,0	104	6,50	26,915	0,384	100,17	-11,394
Pb^{+2}	1,17	95	4,05	12,589	0,524	74,36	-10,659
Sr^{+2}	1,10	92	3,43	10,000	0,575	143,44	-12,282
Hd^{+2}	0,93	88	3,25	8,709	0,615	57,20	-10,000
Cd^{+2}	0,92	83	3,00	7,586	0,638	88,92	11,097
Cu^{+2}	0,92	82	3,00	7,500	0,606	153,75	-12,453
Mn^{+2}	0,80	68	1,57	3,548	0,781	124,23	-11,929
Fe^{+2}	0,76	62	1,40	2,754	0,786	62,01	-10,209
Zn^{+2}	0,69	53	1,02	1,905	0,824	33,27	-8,671

Таблица 2б
Основные показатели и термодинамические характеристики сорбции тяжелых металлов на каолините ($I = 0,1$; $pH = 1,5$; $t = 25^0C$)

Ион металла	Ионный радиус металла, Å	Сорбент – каолинит (КОЕ = 113 мг-экв/кг)					
		СОЕ, мг/кг	α	K_f	N_f	K_p	ΔG^0 , Дж/моль
UO_2^{+2}	~2,0	31	1,34	1,999	0,875	6,15	-4,489
Pb^{+2}	1,17	27	0,91	1,585	0,833	4,75	-3,857
Sr^{+2}	1,10	25	0,72	1,380	0,778	8,18	-5,201
Hd^{+2}	0,93	23	0,55	1,259	0,688	2,78	-2,529
Cd^{+2}	0,92	22,5	0,52	1,230	0,600	4,18	-3,538
Cu^{+2}	0,92	22	0,50	1,200	0,570	6,88	-4,768
Mn^{+2}	0,80	19	0,46	1,175	0,538	6,36	-4,575
Fe^{+2}	0,76	17	0,38	1,222	0,510	4,61	-3,777
Zn^{+2}	0,69	14	0,35	1,072	0,500	3,02	-2,735

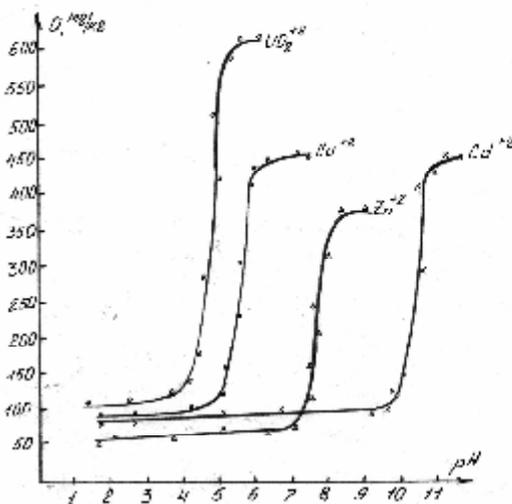


Рис. 5. Сорбция металлов на бентоните в зависимости от pH среды

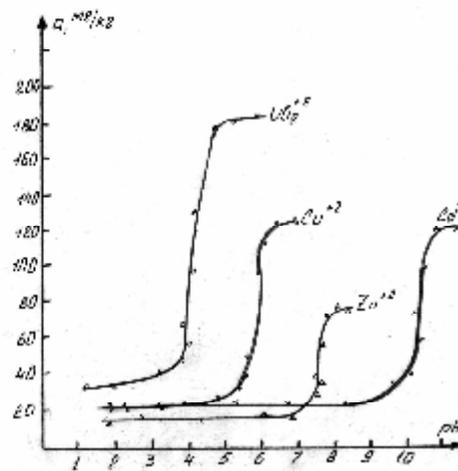


Рис. 6. Сорбция металлов на каолините в зависимости от pH среды

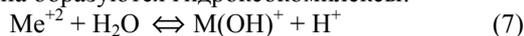
В целом полученные данные подтверждают выводы о том, что глины являются эффективными природными катионитами. Вместе с тем легко убедиться, что при сорбции металлов из кислых сред (в нашем случае pH = 1,5) лишь незначительная часть КОЕ глин участвует в ионном обмене. Так, например, при сорбции Zn^{+2} на бентоните с КОЕ = 53 мг/кг только 1,64 мг-экв/кг противоионов из 372 мг-экв/кг участвовало в ионном обмене.

Известно, [5] что основным регулирующим фактором, влияющим на сорбционную емкость ионитов, является pH раствора. Авторы работы [5] определяют эту зависимость для глин как прямо пропорциональную. Экспериментальными исследованиями других авторов [2, 9, 13] показано, что эта зависимость имеет более сложный характер. Нами также исследовалось влияние pH на сорбционную емкость глин.

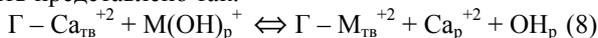
Исходные концентрации металлов в растворе соответствовали тем, при которых получены максимальные значения КОЕ (рис. 1 и 2). Результаты этих исследований для некоторых из получаемых металлов представлены на рис. 5, 6.

Характер полученных нами зависимостей сорбционных емкостей глин от pH раствора согласуются с данными, приведенными в работах [9-12].

Резкое повышение сорбционной емкости глин наблюдается в области pH гидролиза металлов. Поскольку для каждого катиона имеется свой диапазон pH гидролиза, происходит разделение металлов. Резкое повышение сорбции металлов в области pH их гидролиза можно объяснить следующим образом. В результате гидролиза катиона образуются гидроксокомплексы:



Гидролизированный ион не имеет уже такой сильно удерживаемой гидратной оболочки, которая препятствует сорбции. Уравнение сорбции в этом случае может быть представлено так:



Что же касается математической зависимости сорбционной емкости от pH, то математическая обработка базы экспериментальных данных позволила установить эту зависимость как:

$$a = K \cdot \Delta pH_{гидр}, \quad (9)$$

где a – емкость глины;

K – константа сорбции;

$\Delta pH_{гидр}$ – область pH гидролиза металла.

Проведенные исследования позволяют сделать следующие выводы:

- для тяжелых токсичных металлов глины являются хорошими природными сорбентами, проявляющие свойства катионообменников;

- сорбционная емкость глин зависит от их природы, в частности, у бентонитов она заметно выше, чем у каолинитов;

- расчет основных коэффициентов сорбции и термодинамических констант позволил установить лиотропный ряд средств катионов к глинам, в котором сорбционная способность металлов возрастает с увеличением их ионного радиуса;

- исследование влияния pH на сорбцию тяжелых металлов глинами показало резкое повышение сорбционной емкости глин в области pH гидролиза металлов с одновременным разделением металлов.

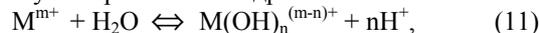
2. Адсорбция тяжелых металлов

В исследованиях по адсорбции тяжелых металлов использовали α – кварц, (SiO_2), марки х.ч., который несколько раз промыли горячей HCl (ч.д.а.) и бидистиллированной водой. Адсорбционная удельная поверхность SiO_2 определенная по методике [11], составила 5 ± 1 м²/гр, а изоэлектрическая точка (ИЭТ), установленная методом электрофореза составила pH = $2,0 \pm 0,2$. В исследованиях по адсорбции цинка использовали двуокись марганца с удельной поверхностью 95 ± 5 м²/г с ИЭТ pH = $2,0 \pm 0,5$.

Адсорбцию ионов металлов (M^{m+}) на поверхности твердой фазы можно представить в виде уравнения:



В случае протекания гидролиза:



адсорбцию можно выразить уравнением:



Адсорбционный потенциал определяли из уравнения Грэхейма [13], наиболее полно, на наш взгляд, учиты-

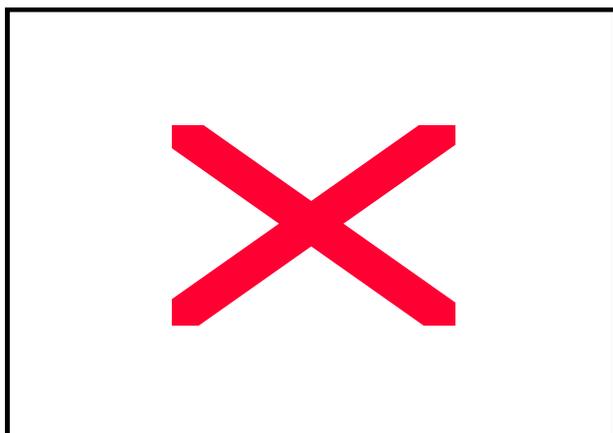


Рис. 7. Зависимость удельной адсорбционной емкости диоксида кремния от pH раствора

для исследованных металлов весьма близки и находятся в пределах

$$\Phi = 0,57 \pm 0,029 \text{ кДж/моль.}$$

Сравнение наших результатов с данными американских исследователей (табл. 4) позволяет сделать вывод о том, что адсорбция равнозарядных катионов тяжелых металлов при pH, соответствующему изоэлектрической точки, мало зависит от природы иона, а зависит в основном от природы адсорбента.

При этом наиболее высоким адсорбционным средством к тяжелым металлам обладает MnO_2 . Если принять за основу гипотезу [14], согласно которой взаимодействие между адсорбируемым металлом и поверхностью является чисто электростатическим, тогда следовало ожидать, что наиболее эффективным адсорбентом будет SiO_2 , имеющая наименьшую диэлектрическую постоянную.

Следовательно, наряду с электростатическими силами в адсорбционном процессе участвуют специфические химические силы, влияющие как на химическую форму нахождения металлов в растворе, так и на природу образующихся комплексов на поверхности адсорбента. Об этом свидетельствуют сравнительные данные наших и американских исследователей [15] по адсорбции цинка различными адсорбентами в зависимости от pH (табл. 5).

Примечание: в скобках приведены данные наших исследований.

В итоге наша модель основана на гипотезе образования комплексов на поверхности адсорбента со следующим механизмом адсорбции:



Величина pH, при которой адсорбция становится

Таблица 3
Значения адсорбционного потенциала ионов металлов на двуокиси кремния

Катионы	г катиона +2г воды, Å	Концентрация, моль	Γ^+ , моль/м ² · 10 ⁶	Φ, кДж/моль
UO_2^{+2}	4,76	$1,0 \cdot 10^{-3}$	4,22	- 0,562
Pb^{+2}	3,93	$1,0 \cdot 10^{-3}$	3,65	- 0,565
Cd^{+2}	3,68	$1,0 \cdot 10^{-3}$	2,76	- 0,568
Cu^{+2}	3,68	$1,0 \cdot 10^{-3}$	2,74	- 0,569
Mn^{+2}	3,56	$1,0 \cdot 10^{-3}$	2,55	- 0,570
Fe^{+2}	3,52	$1,0 \cdot 10^{-3}$	2,33	- 0,573
Zn^{+2}	3,45	$1,0 \cdot 10^{-3}$	1,85	- 0,589

вающего влияние равновесной концентрации иона в растворе [C], размера его ионного радиуса (r) и заряда адсорбционного иона (Z) на удельную адсорбционную емкость:

$$\Gamma^+ = 2r [C] \exp - \frac{Z \cdot \Phi}{R \cdot T}, \quad (13)$$

где Γ^+ - удельная адсорбционная емкость, выраженная в молях адсорбированного иона на единицу поверхности (моль/м² · 10⁶);

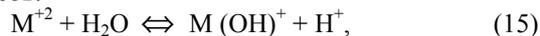
Φ - адсорбционный потенциал (кДж/моль).

Для расчета Φ нами были получены экспериментальные зависимости удельной адсорбционной емкости металлов от pH при следующих постоянных условиях: температура 25⁰C (298⁰K), ионная сила I = 0,1, концентрация металлов $1 \cdot 10^{-3}$ (рис. 7).

В расчетах значения Γ^+ взяты из экспериментальных зависимостей при ИЭТ (pH 2,2); а r (гидратируемый радиус ионов) как сумма радиуса ионов металла с двумя молекулами воды (r=1,38 Å). Результаты вычислений сорбционного потенциала Φ на основе полученных экспериментальных зависимостей приведены в табл. 3.

Как видно из табл. 3, полученные значения адсорбционных потенциалов

значительной, это рН, при котором катионы в растворе подвергаются гидролизу с образованием гидроксокомплексов:



которые сорбируются значительно эффективнее:



Анализ проведенных исследований по адсорбции тяжелых металлов на неорганических оксидах позволяет сделать следующие выводы:

- адсорбция тяжелых металлов мало зависит от природы катиона, а определяется главным образом природой адсорбента и рН раствора;

- адсорбционная емкость неорганических оксидов главным образом зависит от их удельной поверхности и по адсорбционному средству к тяжелым металлам изу-

ченные адсорбенты располагаются в ряд:



- предложена отличная от «электростатической» модель адсорбции, основанная на гипотезе образования комплексов на поверхности адсорбента.

Обобщая результаты исследований, можно констатировать, что глины и природные оксиды являются хорошими сорбентами тяжелых металлов. Наибольшую сорбционную емкость из глин проявляют бентониты, а из окислов – диоксид марганца. Наибольшая емкость минералов наблюдается в области рН, соответствующего гидролизу металлов. Полученные данные могут быть использованы при разработке условий рекультивации почв методом ЭСТ на операции их отмывки.

Список литературы:

1. Петухов О.Ф., Груцинов В.А. Электро - сорбционная технология – новое направление рекультивации земель и подземных вод. // Горный вестник Узбекистана. – 2000, №2, с. 82-84.
2. Дривер Дж. Геохимия природных вод. М.: Мир, 1985, с. 97-100.
3. Петухов О.В., Шнайдер Н.В., Горбаткова В.И. Определение тяжелых металлов в питьевых и сточных водах методом ИВА. // Тезисы докладов международного симпозиума по аналитической химии. 5-9.06.1995 – Ташкент, ФАН, 1995, с. 212.
4. Петухов О.В., Горбаткова В.И., Марков В.П. Способ изготовления графитового электрода. Патент РУз IDP 04618, приоритет от 16.02.2000., Бюлл. Изобр. 2001, №1.
5. Гризоров О.Н., Карпова И.Ф. и др. Руководство к практическим работам по коллоидной химии. М.: Химия, 1964, с. 126.
6. Гордон А., Ферд Р. Спутник химика. М.: Мир, 1976, с. 395.
7. Стромберг А.Г., Семченко Д.П. Физическая химия. М.: Высшая школа, 1973, с. 141.
8. Алексеев В.Н. Количественный анализ. М.: Химия, 1972, с. 78-79.
9. Амфлет Ч. Неорганические иониты. М.: Мир, 1966, с. 39-66.
10. Кокотов Ю.А., Попова Р.Ф., Урбанюк А.П. Сорбция долгоживущих продуктов деления почвами и глинистыми минералами. // Радиохимия – 1961, т. 3, №2, с. 193-206.
11. James R.O. The adsorption of aqueous heavy metals on inorganic minerals // *Geochimica and Cosmochimica Acta.* – 1977, vol, 41 p.p. 1549-1555.
12. Тарасевич Ю.И., Овчаренко Ф.Д. Адсорбция на глинистых минералах. Киев, «Наукова Думка», 1975, с. 285.
13. James W., Murray. The interaction of metal ions at the manganese dioxide-solution interface. // *Geochimica and Cosmochimica Acta.* - 1975, Vol. 39, p. 505-519.
14. James R.O., Healy T.W. Adsorption of hydrolysable metal ions at the oxide-water interface. // *Jour. Colloid Interface Sci.* – 1972. -V. 40, p. 42-52.
15. James R.O. The absorption of aqueous heavy metals on inorganic minerals. // - *Geochimica and Cosmochimica Acta.* – 1977, v. 41, p.p. 1549-1555.

ЭЛЕКТРОДИАЛИЗНЫЙ МЕТОД ОБОГАЩЕНИЯ ФОСФОРИТОВ ЦЕНТРАЛЬНЫХ КЫЗЫЛКУМОВ

УДК 622.7

© В.В. Абрамова, С.М. Васина, С.А. Широва 2002 г.

В.В. Абрамова, научн. сотр. СамГУ,
С.М. Васина, научн. сотр. СамГУ,
С.А. Широва, научн. сотр. СамГУ

При создании замкнутых систем водопользования в производстве фосфорных удобрений сточные воды (СВ) производства экстракционной фосфорной кислоты (ЭФК) из фосфоритов Каратау, нейтрализуют известковым молоком для последующего использования очищенной и осветленной воды в оборотном цикле производства. При этом в шлам переходит 3-7% фосфора, содержащегося в исходном фосфорном сырье и более 50% фтора, что является одним из недостатков данного метода. С целью создания безотходного производства, исключения применения дефицитного известкового молока и повышения степени извлечения фосфора из фосфатного сырья нами исследована возможность нейтрализации сточной воды (СВ) цеха ЭФК с одновременным обога-

щением карбонатсодержащего фосфорита в процессе электродиализа. Известно, что при электродиализной очистке в сточных вод от фосфат- и фторид-ионов, в результате протекания электродных процессов наблюдается подщелачивание католита и подкисление анолита. При введении карбонизированного фосфорита в анодную камеру происходит его декарбонизация в кислой среде при (рН 3-4). Одновременно с этим в катодной камере выпадает осадок, состоящий из фосфатов и фторидов кальция и магния, а рН достигает значений 10-11. В ходе работы был изучен процесс декарбонизации фосфорита при электродиализе имитата сточной воды, приготовленного на основе термической фосфорной кислоты (ТФК). В связи с этим исследовано влияние скорости

Таблица 1
Распределение основных компонентов фильтратов и осадков при электродиализе ТФК в присутствии карбонизированного фосфорита

Фильтрат												
Скорость вращения мешалки, об/мин	Анодная камера				Средняя камера				Катодная камера			
	pH	P ₂ O ₅ мг/л	F мг/л	CaO мг/л	pH	P ₂ O ₅ мг/л	F мг/л	CaO мг/л	pH	P ₂ O ₅ мг/л	F мг/л	CaO мг/л
400	3,55	2330	10	80	3,90	1500	отс.	50	10,30	50	отс.	50
800	3,30	2200	9	95	4,80	1366	отс.	60	10,35	48	отс.	60
1000	3,05	2400	12	125	4,65	1228	отс.	53	11,25	60	отс.	60

Осадки							
Скорость вращения мешалки, об/мин	Содержание компонентов фосфорита, % вес				Содержание компонентов осадка, % вес		
	P ₂ O ₅	CO ₂	CaO	MgO	P ₂ O ₅	CaO	MgO
400	23,2	5,80	39,60	1,50	39,30	40,80	5,30
800	24,2	4,70	38,70	1,39	38,50	41,20	6,90
1000	25,2	3,40	37,32	1,26	40,75	39,80	7,10

держание CO₂ в фосфорите 4-5% и 3-4% соответственно. В табл. 1 приведены данные по распределению основных компонентов в фильтратах и осадках при электродиализе 0,2% по P₂O₅ раствора ТФК. Как видно из электродиализа в катодной камере происходит нейтрализация раствора имитата и очистка его от фосфатов. При этом выпадает мелкокристаллический белый осадок, состоящий из фосфатов кальция и магния.

С целью изучения зависимости степени декарбонизации от количества введенного фосфорита норму последнего варьировали в пределах 50-150% от стехиометрического количества при скорости перемешивания 500-600 об/мин. Установлено, что в анодной камере при этом pH изменяется от 2,1 до 3,2-3,4. В катодной камере увеличение pH зависит от нормы введенного фосфорита и за 8 часов достигает 8,05 при 50% норме и 10,80 при 150% норме. Остаточное содержание CO₂ в фосфорите увеличивается с увеличением нормы введенного фосфорита.

Таблица 2
Зависимость химического состава осадков и фильтратов от нормы вносимого фосфорита

Норма фосфорита, %	Осадки						
	Анодная камера			Катодная камера			
	P ₂ O ₅ , %	F, %	CO ₂ , %	CaO, %	P ₂ O ₅ , %	CaO, %	MgO, %
50	25,0	2,3	2,8	38,5	39,3	39,3	39,5
100	24,0	2,5	5,4	39,3	40,2	40,2	38,6
150	21,8	2,4	7,6	38,3	38,9	38,9	40,3

Норма фосфорита, %	Фильтраты								
	Анодная камера			Средняя камера			Катодная камера		
	pH	P ₂ O ₅ мг/л	F, мг/л	pH	P ₂ O ₅ мг/л	F, мг/л	pH	P ₂ O ₅ мг/л	F, мг/л
50	3,20	1750	10	3,55	1550	следы	8,05	100	-
100	3,30	2300	10	4,90	1400	-/-	10,25	80	-
150	3,40	2400	15	6,15	1350	-/-	10,80	30	-

перемешивания системы, нормы и концентрации кислоты на степень декарбонизации фосфорита, а также характер распределения компонентов и изменения pH по камерам электродиализатора.

Электродиализ проводили в лабораторном трехкамерном диализаторе емкостью 3 л. В качестве электродов использовали угольные стержни. Плотность тока поддерживалась в пределах 50-60 А/см². Карбонизированный фосфорит был следующего состава: масс, %

P₂O₅ - 20,00 MgO - 1,80 F - 2,60
CaO - 40,11 CO₂ - 11,3 Н.О. - 20,1

Исследования показали, что электродиализ продолжается 8 часов, независимо от скорости перемешивания, но при 400-800 об/мин степень декарбонизации составляет ~40% а при 1000 об/мин - 60%. При этом остаточное со-

В табл. 2 приведены результаты химического анализа основных компонентов осадков и фильтратов, проведенного по методике [1].

Влияние концентрации раствора на степень декарбонизации фосфорита изучали на модельных растворах, содержащих 0,11; 0,22 и 0,40% P₂O₅ при 100%-ной норме фосфорита (табл. 3).

Сравнение данных по степени декарбонизации фосфорита показало (табл. 4), что чем больше P₂O₅ в растворе, тем меньше степень декарбонизации фосфорита, что обусловлено увеличением конечного значения pH анолита по истечении 8 часов и возрастанием его буферной

Таблица 3
Распределение основных компонентов в осадках, полученных при электродиализе растворов

С ТФК по P ₂ O ₅ , %	Содержание компонентов фосфорита, %				Содержание компонентов в осадке, %		
	P ₂ O ₅	CaO	MgO	CO ₂	P ₂ O ₅	CaO	MgO
0,11	24,5	38,5	1,70	4,5	41,3	39,5	5,0
0,22	24,0	39,3	1,68	5,4	40,2	38,6	5,4
0,40	23,8	38,7	1,73	5,9	40,5	39,6	6,2

емкости. Следовательно, величина рН анолита является важным фактором, характеризующим степень декарбонизации, т.к. от его значения зависит остаточное содержание CO_2 в фосфорите.

В табл. 4 приводятся данные по изменению величины рН и температуры в камерах электролизатора при 100%-ной норме фосфорита.

При введении фосфорита в анодную камеру рН анализатора изменяется от 1,7 до 4,8, что связано с растворением карбонатной части фосфорита и переходом ионов кальция и магния в раствор в виде одно- и двухзамещенных фосфатов. Образующиеся катионы мигрируют в катодную камеру и гидролизуются с образованием щелочей. Одновременно с этим в катодной камере происходит нейтрализация раствора, сопровождающаяся выделением тепла. По всей вероятности этим объясняется более высокая температура католита ($60-70^\circ$), чем анолита (50°). Опытами также показано, что с увеличением исходной концентрации кислоты увеличивается максимальная температура процесса.

Протекание по камерам электролизатора описанных процессов подтверждено данными термогравиметрического или рентгенофазового анализа.

Таким образом, показана возможность декарбонизации фосфорита, помещенного в анодную камеру электролизатора при нейтрализации модельных растворов стока цеха ЭФК. Установлено, что максимальная степень

Таблица 4
Изменение рН и температуры при электролизе
ТФК в присутствии фосфорита ($\text{P}_2\text{O}_5 - 4000 \text{ мг/л}$)

t, час	I, mA	Анодная камера		Средняя камера		Катодная камера	
		pH	t ⁰ , C	pH	t ⁰ , C	pH	t ⁰ , C
1	800	4,80	19	1,70	19	1,70	19
1	800	4,70	40	2,40	45	2,50	38
2	730	4,30	48	2,20	56	3,00	59
3	700	4,20	50	2,62	64	4,35	62
4	650	4,10	50	3,00	65	5,30	73
5	600	4,00	43	3,90	58	6,75	69
6	340	3,90	37	3,40	49	9,40	64
7	120	3,75	37	3,50	47	9,60	63
8	100	3,50	34	3,60	45	9,80	58

декарбонизации фосфорита достигается при 50%-ной норме фосфорита и перемешивании со скоростью 600-800 об/мин в течение 8 часов. С увеличением концентрации P_2O_5 от 0,11 до 0,40% при стехиометрическом соотношении компонентов уменьшается степень декарбонизации фосфорита.

Список литературы:

1. Кельман Ф.Н., Бруцкус Е.Б. и др. Методы анализа при контроле производства серной кислоты и фосфорных удобрений. - М.: Химия, 1965.-390 с.

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА ПОЛУЧЕНИЯ ЭКСТРАКЦИОННОЙ ФОСФОРНОЙ КИСЛОТЫ ИЗ ФОСФОРИТОВ ЦЕНТРАЛЬНЫХ КЫЗЫЛКУМОВ В ПРИСУТСТВИИ СОЛЕЙ АММОНИЯ

УДК 622.7

© В.В. Абрамова, С.М. Васина, С.А. Широва 2002 г.

В.В. Абрамова, научн. сотр. СамГУ,
С.М. Васина, научн. сотр. СамГУ,
С.А. Широва, научн. сотр. СамГУ

Предложен способ получения экстракционной фосфорной кислоты из высококарбонатных фосфоритов Центральные Кызылкумов с предотвращением пенообразования, включающий двухстадийную декарбонизацию фосфорита частично аммонизированными растворами фосфорной кислоты, содержащими 0,5-1,5% ионов аммония.

Опыты проводили при 60°C и постоянном перемешивании (600 об/мин.).

На первой стадии декарбонизации фосфорит смешивали с раствором соли» содержащей, 0,5-1,5% NH_4^+ (весовое отношение фосфорит-раствор=0,5-1,0) в течение 10 мин. В табл. 1 представлены данные, полученные на первой стадии декарбонизации. Для сравнения пенообразующей способности пульпы приведены результаты опытов, полученных при смешении фосфорита с раствором ЭФК, содержащим 5,8% P_2O_5 в отсутствие солей аммония. Как видно из данных, приведенных в табл. 1 при смешении фосфорита с раствором ЭФК процесс декарбонизации протекает с большой скоростью и бурным

выделением диоксида углерода, что приводит к вспучиванию пульпы и кратность пены при этом составляет 2,0. Проведение процесса в присутствии солей аммония протекает с меньшей скоростью и без изменения объема пульпы. Степень декарбонизации фосфорита на первой стадии процесса составляла 6,5-15%.

Уменьшение скорости декарбонизации фосфорита происходит вследствие увеличения рН пульпы. Введение солей аммония в виде фосфата, нитрата и сульфата аммония приводит возрастанию рН от 1,7 (в отсутствие солей аммония) до 5,5. Наибольший рост рН раствора наблюдается при введении фосфата аммония. В этом случае наряду с аффектом, обусловленным гидролизом проявляется еще действие введенного фосфат-иона $\text{H}_2\text{PO}_4^{-1}$, который уменьшает степень диссоциации фосфорной кислоты. На основании результатов измерения рН пульпы рассчитали активность ионов водорода. В указанных условиях концентрация свободных ионов водорода уменьшается от $19,0 \times 10^3$ до $3,1 \times 10^6$ г ион/л.



Таблица 1
Технологические показатели первой стадии декарбонизации фосфорита

$C_{\text{исх соли, \%}}$	$C_{\text{NH}_4^+, \%}$	$C_{\text{P}_2\text{O}_5, \%}$	Мольное отношение $\text{NH}_4^+:\text{P}_2\text{O}_5$	pH пульпы	$C_{\text{H}^+} \cdot 10^3$ г ион/л	Степень декарбониз., %	Кратность пены
Фосфат аммония (аммофос)							
0	0	5,8	0	1,7	19	15,0	2,0
3,45	0,5	5,8	0,6 : 1	3,8	0,13	12,0	0,2
6,39	1,0	9,2	0,8 : 1	4,7	0,014	10,5	0,3
10,84	1,5	10,9	1,1 : 1	5,5	0,0031	6,5	0,3
Сульфат аммония							
1,83	0,5	1,9	2,1 : 1	2,2	5,7	15,3	0,2
3,66	1,0	1,9	4,3 : 1	2,3	4,1	13,0	0,2
5,49	1,5	1,8	6,5 : 1	2,4	4,1	13,0	0,2
Нитрат аммония							
2,20	0,5	1,9	2,1 : 1	2,4	4,1	14,0	0,3
3,30	1,0	1,9	4,3 : 1	2,5	3,1	12,5	0,3
4,40	1,5	1,8	6,5 : 1	2,6	3,0	12,0	0,3

Таблица 2
Технологические показатели второй стадии декарбонизации фосфорита

Состав системы	$C_{\text{NH}_4^+}$ в ЭФК, %	Мольное отношение $\text{NH}_4^+:\text{P}_2\text{O}_5$	Кратность пены	Степень декарбонизации, %	pH пульпы
-	0	0	3,0	90	2,3
$\text{NH}_4\text{H}_2\text{PO}_4$	0,25	0,1:1	0,2	80	3,6
	0,50	0,2:1	0,2	80	3,5
	0,75	0,3:1	0,2	80	3,5
$(\text{NH}_4)_2\text{SO}_4$	0,25	0,1:1	0,3	90	2,9
	0,50	0,2:1	0,3	92	2,8
	0,75	0,3:1	0,3	95	2,7
NH_4NO_3	0,25	0,1:1	0,3	95	2,6
	0,50	0,2:1	0,3	95	2,5
	0,75	0,3:1	0,3	95	2,5

Снижение активности ионов водорода уменьшает диффузионный процесс и скорость разложения карбонатной части фосфорита. Одновременно, с переходом диоксида углерода в газовую фазу, наблюдается донейтрализация фосфорной кислоты ионами Ca^{2+} и Mg^{2+} .

На второй стадии декарбонизация осуществляется аммонизированным раствором ЭФК, содержащим 1% NH_4^+ и 18% P_2O_5 . Количество фосфорной кислоты (P_2O_5) соответствовало стехиометрической норме на содержание диоксида углерода в фосфорите. Проведение декарбонизации в данных условиях позволяет снизить скорость декарбонизации фосфорита и предотвратить про-

цесс пенообразования при разложении карбонатсодержащего фосфорита.

Установлено, что с увеличением продолжительности дозировки уменьшается интенсивность пенообразования. Изменение времени декарбонизации от 20 до 60 мин. позволяет уменьшить интенсивность пенообразования в 2 раза.

Аналогичная зависимость наблюдается при ведении процесса в присутствии сульфата и нитрата аммония. В табл. 2 показано влияние природы соли на степень декарбонизации фосфорита при 60°C и вре-

мени дозировки ЭФК (18% P_2O_5) в течение 40 мин.

Результаты проведенных исследований показали, что увеличение продолжительности процесса декарбонизации более 20 мин. не оказывает существенного влияния на увеличение коэффициента декарбонизации фосфорита вероятно из-за торможения скорости реакции к концу опыта.

Определением энергии активации установлено, что процесс декарбонизации фосфорита в отсутствие солей аммония протекает в диффузионной области. При введении реакционную смесь аммония константы скорости декарбонизации фосфорита уменьшается от 0,0256

(в отсутствие солей аммония) до $0,0156 \text{ мин}^{-1}$ с одновременным увеличением константы скорости диффузии и стремительным снижением коэффициента торможения.

Следует также отметить, что при проведении процесса экстракции в присутствии солей аммония улучшаются фильтрующие свойства осадка дигидрата сульфата кальция, что связано с получением относительно крупных кристаллов и изменением коллигативных свойств производной кислоты. Уменьшение плотности, вязкости и поверхностного натяжения растворов ЭФК происходит, вероятно, вследствие уменьшения содержания

Fe_2O_3 , что согласуется с литературными данными.

Таким образом, результаты исследований позволяют предложить способ получения ЭФК из карбонатсодержащего фосфорита, включающий предварительную двухстадийную декарбонизацию фосфорита. Предлагаемый способ позволяет проводить экстракцию без увеличения объема реакционной массы за счет предотвращения процесса пенообразования и тем самым повысить производительность экстракторов на 25-30%. Кроме того, предлагаемый способ позволяет повысить фильтруемость фосфорнокислотной пульпы на 30-40%.

МОЧЕВИНО-ФОРМАЛЬДЕГИДНЫЕ КОМПОЗИЦИОННЫЕ МАТЕРИАЛЫ НА ОСНОВЕ ГОРНЫХ ПОРОД И НЕКОТОРЫХ ОТХОДОВ ПРОМЫШЛЕННОСТИ

УДК 622.7

© А. Хожиева 2002 г.

А. Хожиева, научн. сотр. СамГУ

Производство строительных материалов одна из отраслей народного хозяйства, где широко и эффективно используют отходы местной промышленности - золы и шлаков ТЭЦ, металлургических и фосфорных шлаков, отходов горнодобывающих отраслей в качестве наполнителей.

Новые композиционные материалы на основе мочевино-формальдегидного олигомера (МФО), лесса и разработанные технологические принципы их применения позволяют решать ряд экологических проблем, связанных с загрязнением окружающей среды отходами горнохимического производства. Используя мраморную пыль для получения композиционных материалов, мы освободим окружающую среду от отходов мраморного производства.

Изучением состава лесса, мраморной пыли, анализом литературных данных показано, что лесс, благодаря наличию в своем составе органической части, состоящей в основном из гумусовых кислот, их производных и солей, способствует образованию коагуляционных структур в системе МФО-лесс-наполнитель, может играть роль стабилизатора ячеистой структуры. Выполнение лессом в композициях для вспенивания нескольких функций (газообразователь, стабилизатор ячеистой структуры) позволило предложить принцип создания пенопластов, в частности, в отсутствие традиционных вспенивающих агентов и пенорегуляторов. В основу принципа заложено использование лесса в качестве химического вспенивающего агента и стабилизатора ячеистой структуры. Реализация принципа на практике дает возможность упростить состав композиции и удешевить пеноматериалы.

Введение наполнителей различного характера позволяет изменить их физико-механические свойства в широких пределах. Этому же способствует использование ряда катализаторов отверждения. При этом бентонит и

фосфогипс позволяют получить более тяжелые пеноматериалы, в отличие от них мраморная пыль снижает кажущуюся плотность.

Подбор соответствующего наполнителя позволяет получать композиции с определенными свойствами. Установлено, что оптимальным количеством лесса является 15-22%, наполнителя - горных пород и отходов химической промышленности 15-20%, отвердителя - 15-19% при содержании мочевино-формальдегидного олигомера 30-40%.

Проведены систематические исследования по разработке карбамидных пеноматериалов, наполненных местным сырьем. Показано, что на основе только лесса получить пенопласты с достаточно высокими эксплуатационными свойствами затруднительно, введение наполнителей различного характера позволяет изменить их физико-механические свойства в широких пределах. Разработанные полимерные композиционные материалы по основным показателям превосходят аналогичные пенопласты на основе МФО и благодаря упрощенности рецептуры являются доступным и дешевыми.

Исследованием физико-механических свойств композиционного материала на основе МФО и лесса установлено, что введение в него горных пород (известняк, мел, песок, глина) в качестве наполнителя, увеличивает механическую прочность за счет сил адгезии и упрочнения самого полимера вследствие уменьшения его толщины и ориентации макромолекул, а также способствует возрастанию кажущейся плотности образцов.

Список литературы:

1. Хожиева А. и др. Композиционные материалы на основе мочевино-формальдегидного олигомера // «Пластические массы». -1986. -М 11.-с.40-41.

ОСОБЕННОСТИ ЭКСПЛУАТАЦИИ АВТОМОБИЛЬНОГО ТРАНСПОРТА В ГЛУБОКОМ КАРЬЕРЕ МУРУНТАУ

УДК 622.233

© А.М. Кустов, П.А. Шеметов 2002 г.

А.М. Кустов, директор Центрального РУ НГМК,
П.А. Шеметов, начальник рудника Мурунтау, канд. техн. наук

Автомобильные грузопотоки глубокого карьера Мурунтау характеризуются высокой концентрацией перевозок, разнородностью транспортируемой горной массы, нестабильностью основных параметров. В течении смены в работе находиться 10-15 забоев, от 5 до 10 перегрузочных пунктов, образующих свыше 100 маршрутов со средней протяженностью 3,73 км. Максимальная интенсивность грузопотока на отдельных маршрутах достигает свыше 35 тыс. м³ горной массы в смену. Особенность условий эксплуатации современного технологического автотранспорта золоторудного карьера Мурунтау определяется все возрастающей глубиной горных работ (свыше 460 м). Эта тенденция обуславливает преимущественное использование автомобильного транспорта (свыше 60%) в качестве сборочного звена, сосредоточение автотранспортного грузопотока в рабочей зоне глубокого карьера со стесненными пространственными условиями. Трассы движения автосамосвалов при среднем расстоянии транспортирования 3,73 км, характеризуются высоким средневзвешенным уклоном 6,1%, высокой сложностью до 3-4 поворотов на 1 км радиусом 30 м. Доля забойных дорог по трассам движения составляет 15-30%. До 80% дорог имеют срок службы до 1 года. Сложность условий эксплуатации усугубляется высокой концентрацией горно-транспортного оборудования, минимальным фронтом экскавации, стесненными рабочими и маневровыми площадками.

Снижение производительности технологического автотранспорта при росте расстояния транспортирования предопределяет необходимость периодического техни-

ческого перевооружения автотранспортного звена карьера новыми типами автосамосвалов. Переход на новые, более производительные автосамосвалы позволяет сокращать их количество и интенсифицировать транспортные работы. Основной тенденцией развития технологического автотранспорта глубокого карьера Мурунтау является увеличение средней грузоподъемности, составляющей на 01.06.2002 г. – 145,0 т. В настоящее время технологический автотранспорт карьера представлен импортными автосамосвалами CAT-785B, R-170 фирм «Caterpillar» и «Euclid» грузоподъемностью соответственно 136 и 170 тонн списочным составом 78 единиц. В ближайшей перспективе будут внедряться автосамосвалы CAT-789C фирмы «Caterpillar». Изменение средней грузоподъемности автотранспорта на карьере в связи с техническим перевооружением автопарка представлено на рис. 1. Следует отметить, что темп повышения грузоподъемности автосамосвалов значительно превышает темпы роста мощности экскаваторов. Это определяет увеличение доли времени погрузочно-разгрузочных работ в транспортном цикле до 30-40% при хорошем качестве подготовки забоя в пункте погрузки. При средней вместимости ковша экскаватора составляющей 10,7 м³ на 01.06.2002 г. количество загружаемых ковшей достигает 6-8 штук. Сочетание вместимости ковша экскаватора и кузова автосамосвала показывает, что дальнейшее увеличение транспортного сосуда становится нецелесообразным и в данной ситуации требуется наращивание мощности экскаваторов для увеличения производительности экскаваторно-автомобильного комплекса (ЭАК) (рис. 2).

(рис. 2).

С увеличением глубины карьера начинают выявляться недостатки технологического автотранспорта. К ним относятся снижение эффективности работы ввиду увеличения расстояния транспортирования, а также рост расхода топлива и загазованность атмосферы карьера. Переход на комбинированный автомобильно-конвейерный транспорт в 1984 г. позволил на десять лет стабилизировать расстояние транспортирования по карьере на уровне 3,4 км. Анализ прироста расстояния транспортирования показывает, что, начиная с 1993 г., вновь наблюдается рост расстояния транспортирования горной массы в карьере. Это свидетельствует о том, что комплекс ЦПТ в нынешнем своем положении исчерпал возможности по поддержанию показателей работы технологического автотранспорта на достигнутом уровне. В этих условиях стабилизация и возможное улучшение показателей работы автомобильного

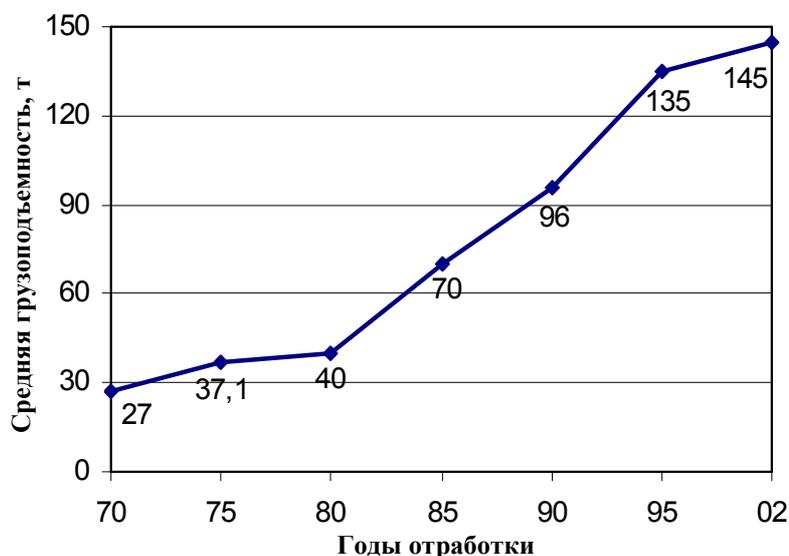


Рис. 1. Изменение средней грузоподъемности автотранспорта

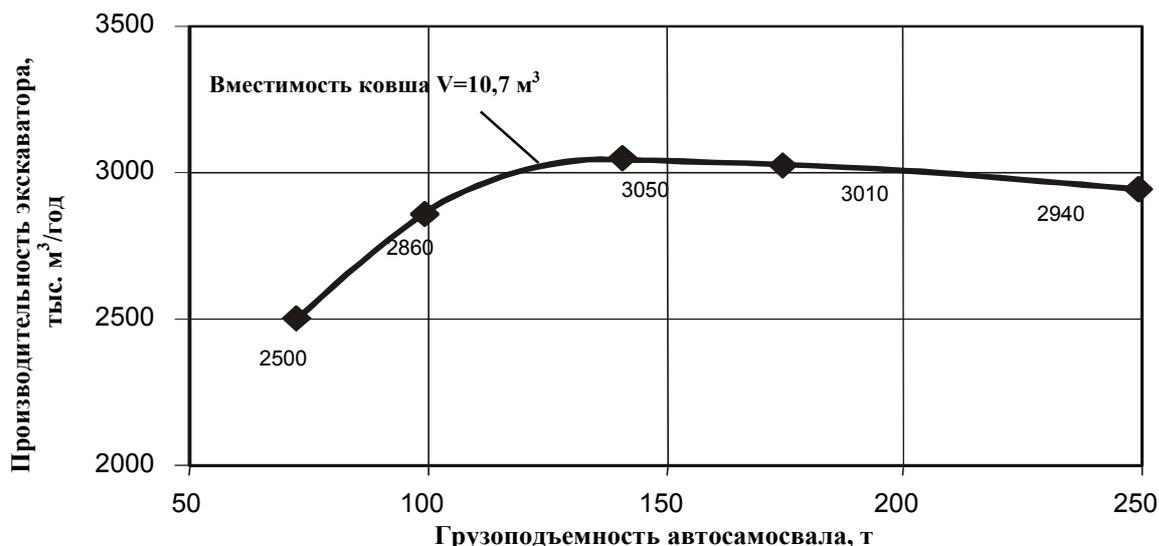


Рис. 2. Зависимость производительности экскаваторов при средней вместимости ковша $V=10,7 \text{ м}^3$ от грузоподъемности автосамосвалов

транспорта возможно за счет повышения доли существующего комплекса ЦПТ в грузообороте карьера за счет совершенствования схем циклично-поточного производства горных работ с применением мобильных перегрузочных пунктов и короткозвенных наклонных ленточных конвейеров с передачей горной массы на эксплуатируемый стационарный комплекс ЦПТ. Поскольку это техническое решение будет в течении определенного времени внедрено на карьере, то требует внимания обобщение имеющегося опыта промышленной эксплуатации комплекса ЦПТ для выявления всех возникающих трудностей и перенесения в проект наиболее проверенных технических решений.

Значительное количество технологического автотранспорта, одновременно работающих в карьере обусловило необходимость разработки и внедрения системы управления ЭАК. Система, базирующаяся на пунктах распределения и учета автотранспорта, внедрена в карьере в 1986 г. В настоящее время осуществлен ее перевод не только на более высокий технический, но и совершенно иной качественный уровень работы. Разработана и внедрена автоматизированная система управления экскаваторно-автомобильным комплексом карьера, функционирующая на базе космической навигационной технологии GPS. Эксплуатация GPS – системы управления

автомобильным транспортом показала ее высокую эффективность, поскольку впервые получена возможность реально контролировать положение каждого автосамосвала, оперативно перераспределять их маршруты при изменении ситуации в работе экскаваторно-автомобильного комплекса (остановка экскаватора, дробильно-перегрузочных пунктов и др.).

Таким образом, перечисленные выше приведенные особенности эксплуатации технологического автомобильного транспорта в глубоком карьере Мурунтау могут быть решены в едином комплексе для конкретных технологических условий за счет внедрения в поточном звене мобильных перегрузочных пунктов и короткозвенных наклонных ленточных конвейеров с передачей горной массы на эксплуатируемый стационарный комплекс ЦПТ. Логическим завершением является техническое перевооружение экскаваторного парка карьера на более мощное оборудование для увеличения производительности ЭАК, дальнейшее совершенствование системы управления ЭАК на базе технологии GPS. Реализация указанных предложений позволит сохранить среднее расстояние перевозки и высоту подъема горной массы по карьере на уровне 3,0-3,5 км и 85-100 м соответственно при эффективности $0,4 \text{ \$/м}^3$.

СИСТЕМА АВТОМАТИЗАЦИИ ПРОСКОН 2100

УДК 622.233

© Лаури Карху 2002 г.

Лаури Карху, директор по странам СНГ OUTOKUMPU (Финляндия)

На мировом рынке имеется огромное количество программных и технических средств автоматизации от простейших датчиков до сложнейших распределенных систем управления. Опыт работы ведущих компаний по автоматизации сложных технологических процессов показывает, что лидирующее место в этой области занимают программно-технические комплексы (ПТК). В этом номере Вы познакомитесь с современным ПТК фирмы «Оутокумпу», Финляндия.

1. Общее

Проскон 2100 представляет собой систему автоматизации нового поколения, удовлетворяющую современным требованиям во всех областях автоматизации, включая контроль, управление, обработку данных о технологическом процессе, а также практичность и безопасность.

Проскон 2100 специальная система для управления металлургическим процессом, спроектированная так, что применение ее является простым на любых уровнях организации производства. Замена программного обеспечения не требует от инженера знания сложных языков программирования.

Модульная конструкция системы делает возможным гибкую реализацию автоматизации в желаемом объеме и по необходимому графику. Без замены уже имеющихся компонентов новыми можно расширить систему от небольшой первичной компоновки до автоматизации заводского уровня. Таким образом, в условиях уже работающего производства монтаж системы и ввод ее в эксплуатацию можно обеспечить с достаточной гибкостью и минимальными помехами для работы технологического процесса.

Технология Проскона 2100 основана на полностью открытых стандартах оборудования и программ. Основные компоненты системы приобретаются у крупных международных изготовителей и представляют собой стандартные технические средства, являющиеся последними достижениями в области электроники, процессорной техники и программирования. Возможно дублирование критических деталей системы таких, как компьютеры, процессоры и шины для передачи данных для достижения сверхвысокой надежности.

Стандартная загрузка и передача данных обеспечивают возможность свободного присоединения к другим системам и сетям передачи данных. Все свойства, перечисленные выше, гарантируют практичность и возмож-

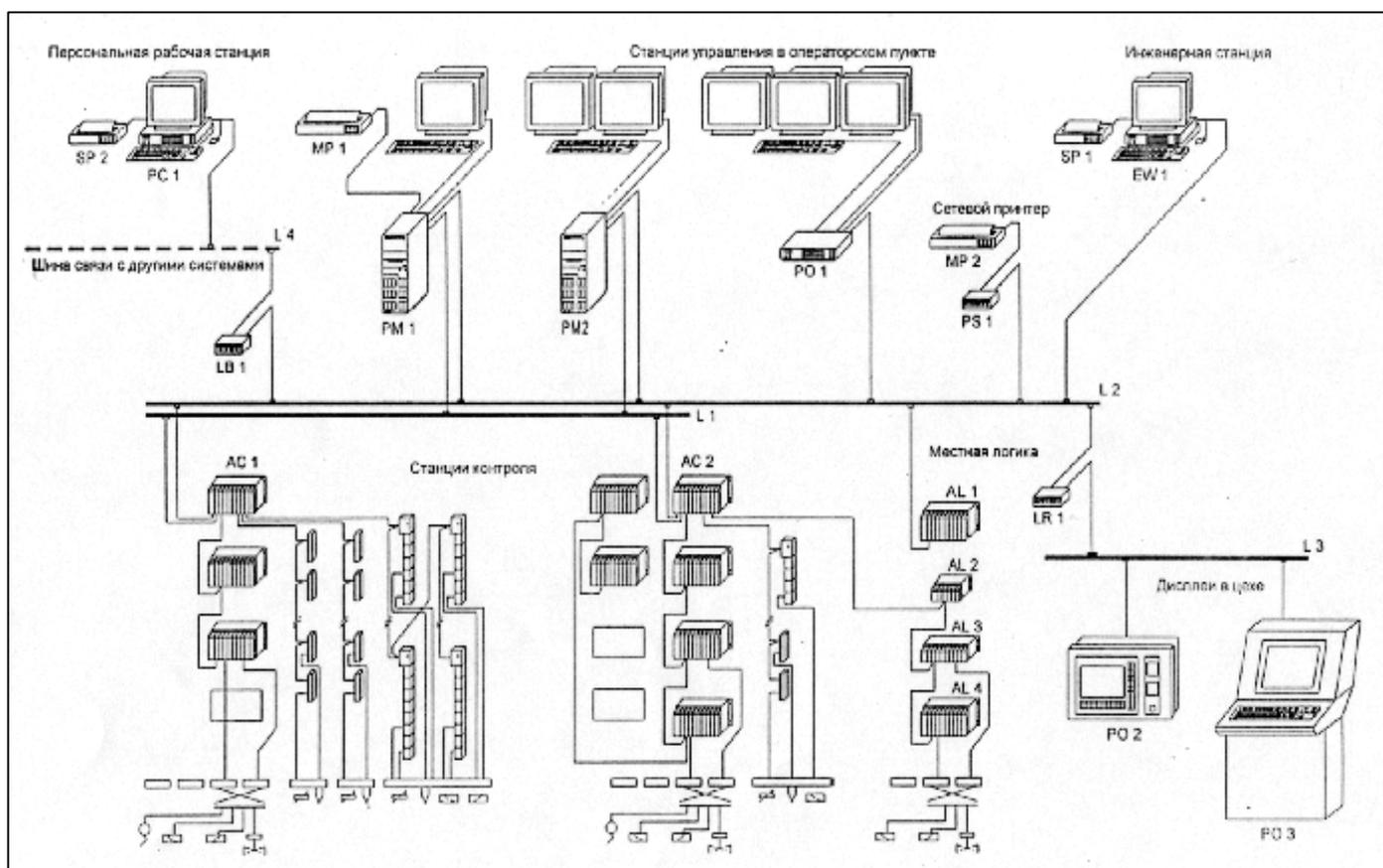
ность расширения приобретенной системы на длительную перспективу.

2. Конструкция системы

Каждая система Проскон 2100 представляет собой автономный комплекс, включающий необходимое количество станций контроля (Application Control station, AC) и в большинстве случаев дублированные станции управления (Process Management station, PM) с дисплеями управления местного уровня. Применяя отдельные станции операторов (Plant Operator station, PO) возможно увеличить количество дисплеев, разместив их в производственных цехах или кабинах операторов (рисунок).

Связь с объектом можно обеспечить децентрализовано путем установки в производственных цехах отдельных блоков связи или укомплектованных станций AC. Станции PM, PO и AC соединяются между собой с помощью стандартной шины Ethernet, которую при необходимости можно дублировать в комплексе со всеми компонентами.

Одна оперативная система может обеспечить полную автоматизацию небольшого производственного предприятия или же служить определенной частью комплексной системы автоматизации наряду с другими ее частями-подсистемами. Каждая из оперативных подсистем выполняет контроль, регулировку и управление определенной частью процесса, осуществляет сбор и загрузку данных о технологическом процессе, а также функции изображения и управления, необходимые для



Структурная схема технических средств ПРОСКОН 2100

оператора. Подсистемы могут обмениваться данными между собой через соединяющую их сеть связи Ethernet. С точки зрения набора оборудования эта сеть спроектирована таким образом, что даже при возникновении помех подсистемы не могут помешать работе друг друга.

Желаемое количество инженерных станций (Engineering Workstation, EW) можно подключить к сети связи Ethernet системы автоматизации Проскон 2100 как напрямую, так и через сервер. С этих станций, созданных на основе PC, можно выполнять все операции, связанные с определением и контролем функционирования системы. При необходимости инженерные станции EW можно использовать для исследования технологического процесса и выполнения других задач индивидуальной обработки данных. К системе можно подключить желаемое количество персональных рабочих станций (Personal Workstation, PW). С их помощью можно наблюдать за течением технологического процесса, информация о котором поступает со станций управления процессом в форме цифровых и графических отчетов.

3. Возможности расширения

Оперативная система автоматизации завода может быть расширена за счет сервера верхнего уровня, который осуществляет сбор данных через подсистемы и загружает их в банк исторических данных. Этот банк данных, как и имеющиеся в сервере другие прикладные разработки автоматизации верхнего уровня, могут использоваться вычислительными средствами, подключенными к компьютерной сети завода.

Система автоматизации Проскон 2100 может быть подключена к другим компьютерным сетям, например, к системе данных лаборатории и коммерческо-административной компьютерной сети предприятия, с помощью стандартного сетевого протокола TCP/IP, с использованием функций сетевого обслуживания файлов NFS или передачи файлов FTR, которые имеются в станции PM. Эти функции могут использоваться во всех компьютерах и рабочих станциях с UNIX, а также в оборудовании PC и серверных сетях, где имеются соответствующие программы связи (например, Novell, NetWare, Windows NT, LAN Manager).

Станции PM и AC имеют разнообразные возможности для связи с различными приборами автоматизации местного уровня, работающими на основе PLC и поставляемыми разными изготовителями, а также с интеллектуальными рабочими приборами, например, приводами двигателей и системами взвешивания, в которых используются одинаковые протоколы передачи данных. Необходимые данные из этих систем можно включить в изображение на экране для оператора, а также в базы исторических данных, или передать автоматически для использования в логическом управлении технологическим процессом или в качестве установочных данных для контуров управления.

4. Программное обеспечение

Поставка системы автоматизации Проскон 2100 включает полный комплект программного обеспечения, необходимого для эксплуатации, конфигурации и об-

служивания системы, а также все лицензии в соответствии с технической спецификацией. Пакет программного обеспечения для любой ЭВМ может быть расширен приобретением дополнительных лицензий пользователя для желаемых частей программного обеспечения. На рабочих (PW) и инженерных (EM) станциях клиент может работать с другими приложениями DOS и MS Windows, например, обработка текста, электронные таблицы и программы САД.

Емкость диска станции управления системы (PM) выбирают в среднем в соответствии с запланированной потребностью. При необходимости емкость возможно увеличить. Рабочая мощность станций обычно намного превышает потребность нормальной эксплуатации.

Все функции конфигурации, связанные с эксплуатацией и обслуживанием системы, выполняются на инженерной станции EW. При необходимости в офисные персональные компьютеры загружаются программы, которые позволяют выполнить конфигурацию желаемых частей или свойств системы.

5. Прикладные программы

Для ряда технологических процессов металлургической промышленности компания Оутокумпу разработала специализированные пакеты программ стабилизирующего регулирования:

- регулирование дробления Crushcon;
- регулирование измельчения Grindcon;
- регулирование флотации Floatcon;
- регулирование пирометаллургического процесса Smeltcon;
- регулирование гидromеталлургического процесса Huscon.

Пакет программного обеспечения позволяет управлять процессом по принципу так называемого регулирования состояний. На основе измеренных в технологическом процессе переменных, а также дискретных сигналов, с помощью логического регулирования осуществляется выбор состояния процесса, которое стабилизируется постоянно действующими контурами регулирования. Таким образом, исключается развитие даже ярко выраженных нелинейных процессов до крайнего предельного состояния. В качестве упрощенного примера можно привести регулирование измельчения. Обычно выполняется регулирование размера фракции с помощью управления поступающего в процесс дробленого материала и потоков воды. Если циркулирующая нагрузка мельницы отклоняется от заданных для нее предельных значений, ее изменяют на регулируемую переменную до тех пор, пока нагрузка не вернется на нормальный уровень. Прочие переменные, характеризующие состояние процесса, также учитываются в алгоритме.

АНАЛИЗ НЕЧЕТКИХ АЛГОРИТМОВ УПРАВЛЕНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИМИ ПРОЦЕССАМИ И ПРОИЗВОДСТВАМИ

УДК 622.233

О. Ф.Т. Адылов, Н.Н. Турапина, Р.И. Ибрагимов 2002 г.

Ф.Т. Адылов, генеральный директор ОАО «Химавтоматика», канд. техн. наук,
Н.Н. Турапина, главный специалист ОАО «Химавтоматика», канд. техн. наук,
Р.И. Ибрагимов, ведущий специалист ОАО «Химавтоматика», магистр техн. наук

В последние десятилетия можно наблюдать интенсивное развитие теории нечетких множеств (fuzzy sets). Применение этих методов обеспечило существенное продвижение в таких областях, как вычислительная техника, экспертные системы, техника автоматизации, системы искусственного интеллекта [1, 2]. Многие фирмы ввели нечеткие алгоритмы в состав программно-технических комплексов. Существуют специализированные программные продукты для исследования нечетких (фаззи) систем. Однако результаты применения методов теории нечетких множеств в системах автоматизации пока нельзя признать впечатляющими.

Технологические объекты управления (ТОУ) являются недетерминированными, нестационарными, нелинейными динамическими системами. Если каким-либо из перечисленных свойств ТОУ нельзя пренебречь, то возможности современной теории управления оказываются явно недостаточными для синтеза оптимальных алгоритмов управления.

Теория нечетких множеств позволяет решать, по крайней мере, две проблемы автоматизации:

- получать модель объекта управления, применяя его нечеткое описание;

- синтезировать алгоритм управления на основе опыта действий в процессе управления человека-оператора без использования формализованных методов, что предполагает наличие системы управления или ее полной адекватности модели.

В области автоматизации технологических процессов и производств основное внимание специалистов привлечено к разработке нечетких алгоритмов автоматического регулирования. Предполагается, что на основе теории нечетких множеств можно построить адаптивные алгоритмы для нелинейного нестационарного объекта и обеспечить более высокое качество регулирования, чем при использовании традиционных алгоритмов. В конечном итоге задача сводится к построению нечетких контроллеров, работающих по пропорционально-дифференциальному (ПД), пропорционально-интегральному (ПИ) и пропорционально-интегрально-дифференциальному (ПИД) - алгоритмам.

Основу нечеткого алгоритма регулирования составляет база правил (БП) управления, в которой определяется управляющее воздействие в зависимости от значений некоторых ограниченных по числу состояний лингвистически определенных входов. Например, для нечеткого ПИД-алгоритма регулирования входами являются: сигнал рассогласования, значения производной по времени и интеграла от сигнала рассогласования.

Число состояний (термов) для каждого входа может приниматься равным 3 (значения – «норма», «меньше нормы» и «больше нормы»), 5, 7, 9, но обычно задают 5 или 7 термов. При числе термов для входных переменных $n_1=n_2=n_3$ число отдельных правил Р базы правил БП определяется произведением $P=n_1 \cdot n_2 \cdot n_3$. Так, при одинаковом числе термов для входных переменных уже при $n=5$ число отдельных правил равно 125. В действительности нет необходимости иметь Р различных правил: достаточно использовать ограниченное число базовых правил, но при этом БП остается громоздкой и теряет наглядность.

Для сохранения наглядности БП при построении нечетких контроллеров с числом входов более двух используют параллельные (иерархические) или последовательные (каскадные) структуры, элементами которых являются двухмерные контроллеры.

В алгоритмическую структуру нечеткого регулирующего контроллера, кроме базы правил, входят модули (блоки) фаззификации F входных сигналов и дефаззификации DF. Модуль F предназначен для формирования по значениям непрерывных входных сигналов лингвистических переменных и их функций принадлежности. Процесс дефаззификации заключается в преобразовании лингвистических значений входа в непрерывный выходной сигнал. Реализация нечеткого ПИД- алгоритма осуществляется цифровыми средствами.

В общем случае выходной сигнал $u[i]$ нечеткого цифрового ПИД- контроллера можно представить в виде суммы

$$u[i] = u_n[i] + u_n[i] + u_o[i],$$

где $u_n[i] = k_p e[i]$; $u_n[i] = k_n [i] + u_n[i-1]$; $u_o[i] = k_o \{e[i] - e[i-1]\}$ - пропорциональная, интегральная и дифференциальная составляющие регулирующего воздействия: $e[i]$, $e[i-1]$ - текущее и предшествующее значения сигнала рассогласования; k_p^* , k_n , k_o - коэффициенты (параметры настройки).

В зависимости от способа фаззификации, числа термов для каждой функции принадлежности термов, базы правил, метода дефаззификации коэффициенты k_p , k_n , k_o могут быть константами или функциями входных сигналов.

В первом случае нечеткий ПИД- алгоритм эквивалентен классическому цифровому, во втором - можно говорить о нелинейном алгоритме, целесообразность применения которого следует обосновать.

Способы реализации нечеткого алгоритма принципиально позволяют реализовать любую нелинейную зависимость коэффициентов k_p , k_n , k_o от значений входного сигнала. Как и в классическом случае, применение не-



четкого регулятора сопряжено с его настройкой. Обычно эта процедура решается методом подбора. В последнее время появились публикации с рекомендациями выбора условий, определяющих значения k_p , k_n , k_d на основе предварительного расчета настроек классического регулятора.

В случае объектов управления без запаздывания или с малым запаздыванием в канале регулирующего воздействия и низкочастотных возмущениях ПИД – алгоритм приближается к оптимальному винеровскому, и система оказывается негрубой. Чувствительность системы к вариациям параметров возрастает по мере приближения к оптимальному. В этих условиях экспертный метод настройки неизбежно загроубляет систему в такой степени, что применение ПИД- алгоритма теряет смысл. Иллюстрация преимуществ нечетких алгоритмов переходными процессами с малым перерегулированием при возмущении по каналу управляющего воздействия, следует учитывать, что настройки позволяющие уменьшить динамическую ошибку, в этом случае будут неоптимальными для всех других возмущений.

В анализе динамики систем автоматического регулирования с нечеткими алгоритмами практически не рассматриваются проблемы устойчивости и запаса устойчивости системы. Действительно, диапазоны изменения

входных величин, определяющие значения коэффициентов k_p , k_n , k_d , подбираются по результатам реакций систем регулирования на ступенчатое воздействие. При этом слабо затухающие процессы отвергаются, и запас устойчивости устанавливается эмпирически. В действительности, проблема устойчивости в системе с нелинейным алгоритмом регулирования существенно усложняется.

Сравнительный анализ не выявляет каких-либо явных преимуществ нечетких алгоритмов регулирования перед классическими.

Не отрицая целесообразности поиска рациональных областей применения нечетких алгоритмов регулирования, полезно провести исследование возможностей нечетких алгоритмов управления с контроллерами, не входящими в замкнутые контуры.

Список литературы:

1. Лукас В.А. Введение fuzzy в управление. Екатеринбург, изд-во УГГА, 1997. – 36 с.
2. Алиев Р.А., Церковный А.Э., Мамедова Г.А. Управление производством при нечеткой исходной информации, Энергоатомиздат, М.: 1991 - 240 с.

НЕКОТОРЫЕ КОНЦЕПЦИИ И ПРИНЦИПЫ ПОСТРОЕНИЯ РАСПРЕДЕЛЕННЫХ ИНТЕЛЛЕКТУАЛЬНЫХ СИСТЕМ

УДК 622.27

© Н.Р. Юсупбеков, Р.А. Алиев, Р.Р. Алиев, Ф.Т. Адылов 2002 г.

Н.Р. Юсупбеков, ректор ТашХТИ, академик АН РУз, профессор, докт. техн. наук,
Р.А. Алиев, зав. кафедрой АСОИУ Азербайджанской государственной нефтяной академии, чл.-корр. НАН Азербайджана, профессор, докт. техн. наук,
Р.Р. Алиев, доцент АГНА, докт. техн. наук,
Ф.Т. Адылов, генеральный директор ОАО «Химавтоматика», канд. техн. наук

Сложность непрерывных производств, обусловленная большим числом пространственно-распределенных технологических установок, процессов и оборудования, многочисленными, зачастую прямыми физическими взаимосвязями между ними, тесной взаимозависимостью технологических, плановых и организационно-экономических задач, требует решения комплекса проблем, которые распределяются между различными подразделениями. Дальнейшая декомпозиция задач (грануляция глобальных производственных задач на более мелкие) влечет за собой увеличение цены координации. Иными словами, значение распределенности задач определяет степень кооперации между задачами. Это относится как к распределению задач, так и физических ресурсов, являющихся главными экономическими ресурсами производства.

Организацию распределенной интеллектуальной системы для непрерывного производства целесообразно представлять как распределенную (РИС) сеть решателей задач и обработки информации. В этой сети имеет место декомпозиция проблем на субпроблемы. Назначение последних относится к различным функциям системы и

централизованному (сверху - вниз) управлению. Это согласуется с интеллектуальным иерархическим управлением и планированием.

При обосновании концепции РИС рассмотрим такие составляющие организации, как структура, коммуникация и управление.

РИС обладает веерной структурой, в узлах которой находятся координирующие интеллектуальные агенты (КИА), связанные с локальными интеллектуальными агентами (ЛИА). Последние решают узкий круг функциональных задач, в то время как КИА призваны решать более крупные задачи, требующие совокупности информации, полученной в результате работы ЛИА.

Рассмотрим задачу выбора коммуникации, координации и кооперации, которая является основной при создании распределенных интеллектуальных систем. Интеллектуальные агенты, кооперируясь между собой, должны быть скоординированы таким образом, чтобы было достигнуто согласованное поведение интеллектуальных автономных агентов для решения общей проблемы достижения глобальной или групповой цели.

Для реализации изложенных концептуальных основ построения РИС нами сформулированы следующие основные принципы [1, 2]:

– распределенность и доступность информационных ресурсов: в РИС базы данных, знания, опыт распределяются по всей организации; при этом должна быть обеспечена их доступность для всех интеллектуальных агентов, нуждающихся в принятии решений;

– декомпозируемость интеллекта: при построении распределенных систем управления на базе систем с искусственным интеллектом возникает необходимость рациональной декомпозиции глобального интеллекта системы на множество частичных интеллектов; декомпозиция может быть осуществлена естественным или искусственным путем; подсистемы РИС при этом работают параллельно, тем самым увеличивается скорость обработки данных и знаний, следовательно, и принятия решений;

– координируемость частичных интеллектов, реинтеграция знаний: декомпозируемость интеллекта, распределенный характер знаний, процессов управления и принятия решений требуют обеспечения необходимых условий для интеграции частичных интеллектов в процессе решения отдельных задач; координируемость и интегрируемость частичных интеллектов позволяет успешно решать задачи принятия решений в условиях неполноты информации; РИС предусматривает реинтеграцию специализированных знаний, организованных в различных иерархических узлах;

– неаддитивность интеллекта систем: согласованное функционирование агентов, оптимальная кооперация между ними как интеллектуальными сущностями, обменивающимися знаниями и порождающими новые знания, приводят к тому, что интеллектуальный потенциал системы превосходит аддитивный суммарный интеллект составляющих агентов;

– рациональность соотношения глобальных и локальных знаний: если гранулы распределения общего интеллекта в РИС мелкие, т.е. если система сильно распределена, то автономные агенты знают мало о состоянии своих коллег; в этих обстоятельствах должно быть обеспечено рациональное соотношение глобальных и локальных знаний; если разрабатываемая РИС динамична, то объем глобальных знаний в ней должен быть минимальным, поскольку знания устаревают до того, как они будут использованы, тогда как локальные знания оказываются актуальными и важными; наоборот, если РИС слабо динамична, то объем локальных знаний должен быть минимальным, а глобальных - максимальным;

– робастность и адаптируемость: функционирование системы в реальном масштабе времени, формирование и реализация управляющих воздействий непосредственно на объектах управления требует обеспечения высокой надежности системы; в случае отказа какого-либо узла путем реконфигурации структуры должно быть обеспечено восстановление функциональных возможностей системы; двукратная адаптация - структурная и параметрическая - является необходимым условием создания распределенной системы управления на базе систем с искусственным интеллектом;

– многорежимность: входящие в состав РИС локальные системы решают различные по содержанию и форме задачи; с учетом существа задач и требований пользователей необходимо обеспечить многорежимную работу системы (пакетную обработку, оперативный доступ, реальный масштаб времени);

– открытость системы: в процессе эволюции РИС возникают новые задачи, требующие согласованного решения с ранее реализованным множеством задач; развитие производства требует адекватного развития системы управления; в связи с указанными обстоятельствами распределенная интеллектуальная система должна строиться как открытая система модульной структуры, обеспечивающая возможность подключения новых интеллектуальных агентов;

– прогнозирование поведения других агентов: существующие и вновь включаемые агенты РИС должны обладать собственным интеллектом и находиться во взаимодействии с другими узлами по связи их полномочий и компетенции.

Механизм взаимодействия интеллектуальных агентов РИС при осуществлении процессов обмена между базами знаний (БЗ), имеющих различные формализмы представления знаний, должны воплощаться на основе единого межузлового языка представления информации.

Таким образом, основная идея рассматриваемой распределенной интеллектуальной системы основана на декомбинации глобального знания системы между интеллектуальными агентами, которые кооперируются и соревнуются друг с другом для того, чтобы осуществить комбинацию действий агентов в окончательное решение. Каждая подсистема РИС характеризуется нечеткими знаниями, которые представляются небольшим числом нечетких правил.

Каждая подсистема в предлагаемой РИС функционирует автономно и предлагает полное управление. Каждый агент имеет доступ к полной входной информации, и текущее действие системы определяется на основе соревнования между агентами.

Архитектура нечеткой мультиагентной распределенной интеллектуальной системы должна включать такие составные элементы, как интеллектуальные агенты, эстимейтор и эвалюэйтор, предназначенные для выполнения различных по содержанию и сложности задач. Эстимейтор использует текущие решения агентов, входную информацию для определения выходов системы. Эти выходные значения являются основой для соревнования между агентами. Эвалюэйтор сравнивает выходные значения с использованием процедуры нечеткого ранжирования, выявляет «агента-победителя» с наилучшим выходным значением. Решение победителя принимается как общее решение всей системы.

Каждый агент РИС является автономным интеллектуальным агентом, который способен делать выводы для выработки решений. Агенты оперируют нечеткими знаниями с небольшим числом нечетких «ЕСЛИ ... ТО» правил, связанных между собой через оператор «ТАК-ЖЕ».

Таким образом, нами рассмотрены концептуальные основы мультиагентной интеллектуальной системы управления производством. Предлагаемый подход ори-



ентирован не на полностью децентрализованную структуру координации (когда каждый агент участвует в процессе координации), а не частично централизованную структуру координации, когда один из агентов выступает координатором (лицом, принимающим решения), а остальные, являясь субкоординаторами, решают субпроблемы для достижения общей глобальной цели. Распределенная интеллектуальная система реализуется в виде системы с обратной связью и обладает всеурной структурой, в узлах которой находятся координирующие интеллектуальные агенты, связанные с локальными интеллектуальными агентами. В архитектуре РИС уровни управления определяются агрегацией ресурсов (предприятие, производство, цех, установка, технологический процесс и др.), и эта иерархия соответствует иерархии планирования и управления в системе, где каждый уровень определяется горизонтом планирования и периодом обновления решений. Рассматриваемая архитектура РИС представляет собой сеть автономных интеллектуальных контроллеров, планировщиков, координаторов (координирующих контроллеров), соответствующих интеллектуальным агентам. Начиная от уровня планирования (первый уровень) до уровня непосредственного управле-

ния технологическими процессами и автоматизации (последний уровень), эти агенты характеризуются тем, что области их действия (работ) становятся меньше, горизонт времени короче (вплоть до масштаба реального времени), частота корректировки выше. Протоколы взаимодействия узлов в РИС и протоколы передачи и обработки распределенных знаний, которые используют обобщенный сервис, предоставляемый уровнями сетевого взаимодействия открытых систем, обеспечивают прозрачную передачу знаний между пользователями протоколов и их обработку.

Список литературы:

1. Алиев Р.А., Церковный А.Э., Мамедова Г.А. Управление производством при нечеткой исходной информации, Энергоатомиздат, М.: 1991 - 240 с.
2. Алиев Р.Р. Концептуальные основы мультиагентной распределенной интеллектуальной системы управления производством. Сборник научных трудов «Интеллектуальные системы управления и принятия решений», вып.1, Баку, 1997 - с. 81-90.

ОЦЕНКА УСТОЙЧИВОСТИ БОРТОВ ГЛУБОКИХ КАРЬЕРОВ ДЛЯ ОБЕСПЕЧЕНИЯ БЕЗОПАСНОСТИ ГОРНЫХ РАБОТ

УДК 622.807

© П.А. Шеметов 2002 г.

П.А. Шеметов, начальник рудника Мурунтау, канд. техн. наук

Анализ инженерно-геологической информации по глубоким горизонтам карьера Мурунтау свидетельствует о повышении монолитности и прочности породного массива с увеличением глубины. Соответственно и вероятность возникновения деформаций участков борта на больших глубинах резко снижается. При этом в перспективе по мере увеличения глубины горных работ появляется реальная возможность повысить углы откосов нерабочих уступов на глубоких горизонтах.

Одновременно, при увеличении глубины разработки карьера возникает опасность образования квазипластических деформаций характерных для глубоких карьеров, сложенных трещиноватыми скальными породами, с блочной структурой. Они проявляются в виде ползучести горного массива, так называемых «медленных» оползней, что ведет в конечном счете к потере его устойчивости и разрушению. Такие оползни могут «жить» в течение десятков лет, при этом скорость их смещения на протяжении практически всего времени изменяется сравнительно мало. Для возникновения квазипластических деформаций необходимо, чтобы в массиве существовала хотя бы одна система трещин с благоприятной ориентировкой, т.е. угол падения трещин системы β_i должен удовлетворять условию

$$\beta_i \geq \varphi_m, \tag{1}$$

где φ_m - угол трения по плоскости трещин.

Простираение трещин системы (β_i) должно быть близко к углу откоса (β_0). Разница между ними не должна превышать величины Δi , *max*, т.е.

$$|\beta_i - \beta_0| \leq \Delta i, \text{ max} \tag{2}$$

где $\Delta i, \text{ max} = \arccos(\text{tg } \varphi_m / \text{tg } \beta_i)$.

Описанные условия являются достаточными для образования «медленных» оползней. Необходимое условие сформулировано ниже при описании механизма их образования. Наличие в породах благоприятно ориентированной системы трещин с углом падения β_i (рисунок), обуславливает возможность формирования потенциально неустойчивой зоны в массиве, ограниченной линией АВ с углом наклона

$$\beta'_i = \beta_i + \Delta\beta_i, \tag{3}$$

где $\Delta\beta_i = \arctg \frac{2a_i}{l_i}$; длина и a_i - расстояние между трещинами i -той системы.

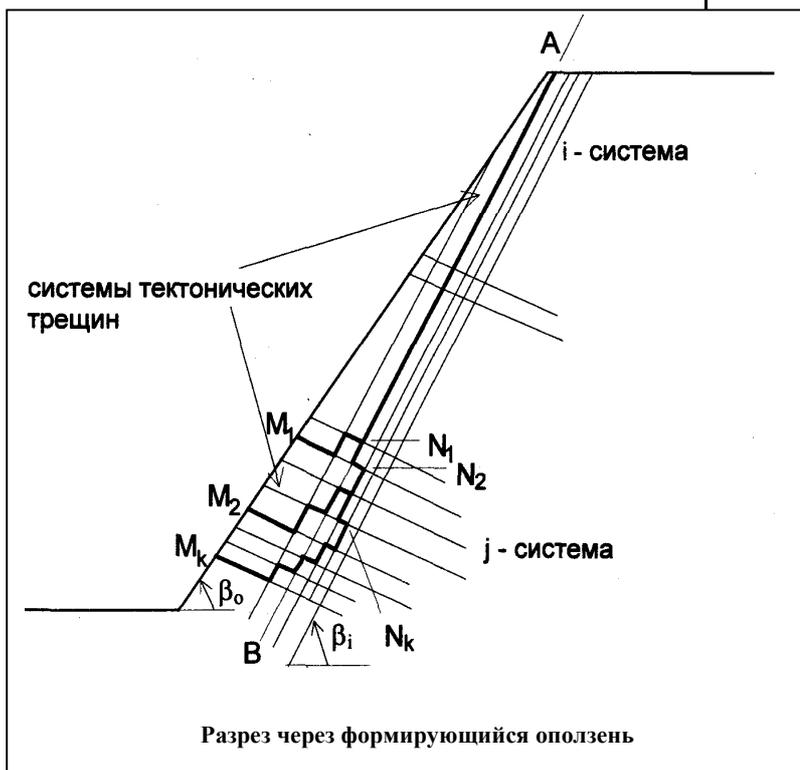
Как следует из решений теории упругости, максимальные скальвающие напряжения формируются в тыловой части основания потенциально неустойчивого массива. Можно ожидать, что при высоте откоса $H > H_{min}$ значения τ превысят сопротивление сдвигу $[\tau_m]$ по трещинам некоторой j -той системы:

$$\tau_j > [\tau_m] \tag{4}$$

Если трещины j -системы направлены в сторону выработанного пространства, они формируют поверхность скольжения потенциально неустойчивого массива ($M_1N_1, M_2N_2, M_k N_k$). Геометрия этой поверхности показана на рис. Угол ее наклона к горизонту

$$\beta'_j = \beta_j + \Delta\beta_j, \quad (5)$$

где $\Delta\beta_j = \arctg \frac{2a_j}{l_j}$



Выполнение неравенства (4) является необходимым условием реализации квазипластических деформаций скальных пород в направлении M_jN_j и, как следствие этого процесса, нарушение устойчивости горного массива, т.е. образование оползня.

Как известно процесс деформирования горных пород удовлетворительно описывается с помощью реологической модели Бингама-Шведова:

$$\dot{\epsilon} = \frac{\tau_i - \tau_0}{\eta_i} \quad (6)$$

где: $\dot{\epsilon}$ скорость деформации; τ действующее касательное напряжение; τ_0 – «порог ползучести», начальное сопротивление сдвигу, которое принимается равным $\sigma_n \text{tg} \varphi_i$; η_i коэффициент динамической вязкости в рассматриваемом направлении, поскольку η , как и любой другой параметр прочности трещиноватого массива, является величиной существенно анизотропной.

Известно, что коэффициент динамической вязкости скальной породы в образце (в породе без трещин) близок к 10^{21} - 10^{23} пуаз. В направлении, совпадающем с трещинами, это значение не превышает 10^{14} - 10^{15} пуаз. При этом величина η весьма мало зависит от степени трещиноватости и литологии пород. В то же время наиболее

низкие значения этого параметра характерны для трещин, выполненных глиной и брекчией трения, зон тектонических разломов. В этом случае $\eta = 10^{14}$ пуаз, что соответствует коэффициенту динамической вязкости глинистых грунтов твердой консистенции. Из сказанного следует, что наличие или возникновение в массиве трещины должно приводить согласно (6) к увеличению скорости деформации бортов, что может быть отмечено инструментальными наблюдениями. При этом, согласно современным представлениям, дезинтеграция борта карьера наступает при скорости сдвижения горных пород - 3 см/год. Квазипластические деформации реализуются в скальных породах, если в массиве существует система трещин, направленных в сторону свободной поверхности (борта карьера) и на плоскости этих трещин в зоне потенциального сдвига (MN) выполняется условие (4). Разрушение массива вследствие этих деформаций возможно в случае, если с течением времени условие (4) реализуется вблизи свободной поверхности. Для карьера, находящегося в стадии разработки, эта реализация - вопрос времени, ибо касательные напряжения здесь обусловлены весом вышележащих пород (γH), при этом $[\tau_m] = \text{const}$. Устойчивость массива в таком случае может быть обеспечена разгрузкой его верхней части. Проведенная для условий карьера серия расчетов с помощью метода конечных элементов свидетельствует о том, что необходимое условие образования «медленного» оползня (неравенство 5) выполняется уже на глубинах порядка 600-700 м. При этом в расчетах принято, что борт представляет собой ненарушенный массив, сложенный алевритами различного состава. С учетом зон различных нарушений широко представленных в массиве пород необходимое условие образования медленного оползня может выполняться и на меньших гл-

бинах.

Таким образом, на основании изложенного для условий карьера Мурунтау при увеличении глубины его отработки для обеспечения безопасности горных работ предложены следующие рекомендации: проведение систематических инструментальных наблюдений с целью изучения величины скорости деформации различных участков борта; в случае заметного увеличения скорости деформации участка борта проведение исследования структуры прибортового массива на предмет обнаружения трещины или системы трещин с благоприятной для образования оползня ориентацией (условия 1-2); проверить выполнение необходимого условия образования оползня (условие 4), при этом максимальное касательное напряжение вычисляется по формуле $\tau = 0,4\gamma h$; в случае выполнения необходимых (1) и достаточного (4) условий образования «медленного» оползня предлагается либо разгрузить верхнюю часть борта карьера, что может быть достигнуто уменьшением угла откоса (при этом уменьшается значение τ), либо укрепить зоны потенциального сдвига (при этом повышается величина $[\tau_m]$).

ВЛИЯНИЕ НЕБЛАГОПРИЯТНЫХ ПРОИЗВОДСТВЕННЫХ ФАКТОРОВ НА ФОРМИРОВАНИЕ ХРОНИЧЕСКОЙ БРОНХО-ЛЕГОЧНОЙ ПАТОЛОГИИ У РАБОТНИКОВ ГОРНОРУДНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ СРЕДНЕАЗИАТСКОГО РЕГИОНА

УДК 622.807

© О.Л. Бальбердин 2002 г.

О.Л. Бальбердин, начальник МСО-27 НГМК

С целью выяснения влияния неблагоприятных параметров микроклимата на формирование хронической бронхо-легочной патологии был проведен анализ – параметров микроклиматической обстановки на рабочих местах и распространение хронической бронхо-легочной патологии среди работников основного производства и групп сравнения.

При анализе данных микроклимата на рабочих местах карьера Мурунтау установлено, что в зимнее время температура воздуха в кабинах машин колеблется в интервале от +15 до +26⁰С, то есть по уровню сопоставима с допустимыми значениями. Весной и осенью диапазон колебаний температуры воздуха в кабинах сужается и в отдельные часы, как правило, к середине дня наибольшее значение достигает или даже несколько превышает допустимый предел, при этом появляется известная неоднородность почасовой динамики температуры на разных рабочих местах. В кабинах буровых станков в течение дня она изменяется от +14 до +32,7⁰С, в кабинах экскаваторов от +19 до +30,6⁰С, в кабинах автосамосвалов от +17,8 до +31⁰С, бульдозеров от +21 до +31,2⁰С. Летом, начиная с первых часов работы в утреннюю смену, температура воздуха растет и максимально в кабинах водителей БелАЗов составляет +40,4⁰С. Среднее значение температуры воздуха в кабинах экскаваторов в 13 часов дня составляет +26,5⁰С, буровых станков - +29,3⁰С, бульдозеров - +35,8⁰С.

Относительная влажность воздуха в кабинах горных машин не выходит за пределы допустимых значений и лишь в 1-2% наблюдений отмечено ее увеличение на 5-10% сверх нормативного уровня.

Скорость движения воздуха в кабинах составляет менее 0.2 м/с, что при высокой температуре летом бывает недостаточно для эффективного снижения воздействия тепла.

Учитывая вышеприведенные данные, видно, что на рабочих местах карьера Мурунтау формируется неблагоприятная микроклиматическая обстановка.

С другой стороны работники в кабинах горно-транспортных машин подвергаются тепловому воздействию от нагретых поверхностей. Летом температура открытых поверхностей БелАЗов составляет - +36-42⁰С, буровых станков - +29-37⁰С, экскаваторов - 31-36⁰С, бульдозеров - 36-40⁰С, что повышает дискомфортность труда в кабинах.

При анализе пылевой нагрузки на органы дыхания рабочих основных профессий карьера Мурунтау выявлены средние значения пылевой нагрузки равные 2-4,5 г/год, у рабочих вспомогательных профессий рав-

ные 4 г/год. У проработавших на карьере Мурунтау последние 10 лет суммарное поступление пыли оценивается величиной порядка 23-30 г за стаж работы, для тех кто проработал 20 лет оно составляет уже 90-130 г, а 23 года – 100-160 г. Величина пылевой нагрузки порядка 80 г за стаж работы рассматривается как один из критериев групп повышенного риска по бронхо-легочной патологии.

Также при работе в карьере горняки испытывают воздействие на органы дыхания газо-аэрозольной смеси, в которой комбинация пыли и токсических веществ обладает эффектом суммации и потенцирования. Коэффициент комбинированного действия в кабинах горных машин практически не превышает предельно-допустимые значения и только в отдельных случаях превышает их (например: в зимний период в кабинах экскаваторов он равен 1,16 (норма 1,1)). На дорогах карьера среднее значение коэффициента комбинированного действия составляет в летний период – 1,24; в переходный – 2,28 и в зимний – 2,73. Поэтому, несмотря на использование горнорабочими СИЗ органов дыхания, снижающих поступление в организм в основном пыли (коэффициент защиты их равен 0,6-0,7%), в кабинах горных машин и на открытом воздухе сохраняются условия проникновения пылевых частиц и токсических веществ в верхние дыхательные пути и легкие человека.

Для установления неблагоприятного воздействия микроклиматической обстановки на рабочих местах на формирование бронхо-легочной патологии было обследовано 656 человек (основная группа – 552 и группа сравнения – 104). Все обследованные были мужчины. Доминирующую долю в возрастном составе работников карьера составляют лица 30-49 лет – 70,1%, в группе сравнения на аналогичную возрастную группу приходится 71,2%.

По стажу в профессии работники основной группы распределялись следующим образом: до 5 лет – 2,5%, от 5-9 лет – 26,6%, от 10-14 лет – 30,3%, от 15-19 лет – 23,7%, 20 и более лет – 16,8%.

В группе сравнения: до 5 лет – 1,9%, от 5-9 лет – 6,7%, от 10-14 лет – 24%, от 15-19 лет – 26%, 20 и более лет – 41,3%.

В группе водителей БелАЗов основная доля приходится на работников со стажем 10-14 лет – 35,6%; в группе машинистов на работников со стажем от 5-9 лет – 32,1% и от 10-14 лет – 29,8%; среди слесарей наибольший процент приходится на группу от 15-19 лет – 28,9%; среди бурильщиков от 5-9 – 34,6% и среди бульдозеристов на работников со стажем 10-14 лет – 32,9%.

15-19 лет – 30,6%. Среди взрывников работники со стажем 15-19 лет составляют 69,2%. Среди работников групп сравнения наибольший процент приходится на группу 20 и более лет – 31,9%.

В обследованной группе работников патология органов дыхания представлена, в основном, хроническим бронхитом (ХБ), который выявлен у 110-ти из 656-ти обследованных лиц – 16,8%. Среди работников основной группы хронический бронхит выявлен у 95-ти из 552-х человек, что составляет 17,2%. Среди служащих управления рудоуправления хронический бронхит выявлен у 15-ти из 104-х человек, что составляет 14,4%.

В основной группе частота ХБ составляет в группах водителей – 11%, машинистов – 19%, слесарей – 18%, бурильщиков – 22%, бульдозеристов – 19%, среди взрывников – 26%.

Во всех группах установлена зависимость частоты ХБ от возраста и стажа работы во вредных условиях. Заболевание наиболее часто встречается среди лиц в возрасте 39-60-ти лет, с трудовым стажем от 15-ти и более лет.

Для установления факта патогенного токсико-пылевого воздействия вредных производственных факторов было обследовано 110 больных ХБ.

Хронический токсико-пылевой бронхит (ХТПБ) выявлен у 32-х больных хроническим бронхитом (29%). Частота ХТПБ в обследуемых группах отличалась значительной вариабельностью. Наибольшая частота ХТПБ зарегистрирована среди машинистов (13,7%) и буриль-

щиков (11,5%), из общего числа обследуемых лиц. В группе взрывников эта нозологическая форма выявлена у 7,7%, несколько реже ХТПБ наблюдается у слесарей – 1%, среди бульдозеристов – 2,4%, среди водителей – 2,3%.

Так, среди больных ХБ в группах машинистов и бурильщиков на долю ХТПБ приходится 51,4% и 46%, соответственно, что соответствует наибольшей запыленности и загазованности атмосферы на рабочих местах у данных групп. У слесарей – 3,8%, у взрывников – 20%, у водителей 17,4% и бульдозеристов – 9%. В целом в основной группе на долю ХТПБ приходится 5,7%.

С целью выяснения характера изменений в слизистой оболочке бронхиального дерева в зависимости от возраста и стажа работы было проведено гистологическое и гистохимическое исследование бронхобиоптатов. Гистоморфологические исследования бронхобиоптатов при ХБ у горнорабочих карьера свидетельствуют о том, что выраженность структурных изменений в крупных и средних бронхах нарастает по мере увеличения стажа работы и наиболее выражена у бурильщиков и машинистов, работающих в условиях наибольшей запыленности и загазованности производственной среды.

Таким образом, выявлена зависимость неблагоприятных производственных факторов на развитие хронической бронхо-легочной патологии работников карьера Мурунтау.

ПРИНЦИПЫ ДИАГНОСТИКИ ХРОНИЧЕСКИХ ПРОФЕССИОНАЛЬНЫХ ТОКСИЧЕСКИХ ГЕПАТИТОВ

УДК 622.807

© Г.С. Агзамова, И.Т. Сафарова 2002 г.

Г.С. Агзамова, зав. курсом профзаболеваний I-го ТашГосМИ,
И.Т. Сафарова, I-ТашГосМИ

Проблема хронического воздействия токсических веществ на организм человека, несомненно, актуальна не только с точки зрения профессиональной патологии, но и экологии человека в целом. Поражение печени при этом является одним из наиболее частых осложнений, утяжеляющих течение ряда интоксикаций. [С.Д. Подымова, 1993; Е.А. Лужников, 1995; Н.Ф. Измеров, 1996].

Особенно существенно это обстоятельство в зонах экологического неблагополучия, так как рабочие могут подвергаться воздействию на производстве и среде обитания. Развивающаяся на воздействие симптоматики характеризуется чрезвычайно широким спектром клинико-лабораторно-функциональных нарушений, ранняя диагностика которых и установления их профессиональной обусловленности затруднены. Большинство токсических промышленных веществ в той или иной мере депонируются в печени, подвергаясь в ней полной или частичной нейтрализации и экскретируются. В связи с этим нередко хронические токсические гепатиты (ХТГ) развиваются вследствие образования реактивных метаболитов в печени, которые либо реагируют с ее составными частями, либо подвергаются детоксикации. Выполняя защитную

антиоксидическую функцию, она соприкасается с любым из ядов независимо от пути проникновения в организм.

Многолетние исследования, проведенные нами в Республиканской клинике профессиональных заболеваний при НИИ СГ И ПЗ РУ позволили нам выработать алгоритм диагностики хронических токсических гепатитов (ХТГ) профессионального генеза (исследования проведены на 457 больных с хроническими интоксикациями пестицидами, тяжелыми металлами и органическими растворителями - разной степени тяжести). Наряду с общеклиническими исследованиями, были применены современные, наиболее чувствительные методы обследования больных - определение маркеров гепатита В, С, Д иммуноферментным методом, агрегации тромбоцитов и эритроцитов, иммуногенетические исследования - HLA, хромосомные aberrации, ультразвуковое исследование (УЗИ) печени и сердца, магнитно-резонансная (МРТ) и компьютерная томография (КТ) органов брюшной полости и сердца.

Для ХТГ характерно постепенное развитие заболевания, начинающееся с диспепсических жалоб, быстрое присоединение болевого синдрома, наличие дискинезии би-

лиарного тракта, умеренная гепатомегалия, нарушение функциональной полноценности печеночных клеток.

Алгоритм диагностики ХТГ складывается из последовательной деятельности врача, которую можно разделить на 2 этапа. На первом этапе проводятся общеклинические методы исследования (выяснения жалоб и анамнеза больного, осмотр), лабораторные скрининг-методы. На втором этапе предполагается выбор специальных лабораторно-инструментальных методов исследования и их анализ. В нашем алгоритме применение методов диагностики основано на принципе оптимальной диагностической целесообразности, т.е. проведение дифференциальной диагностики и распознавание болезней в кратчайшее время при минимальном объеме врачебных исследований. Интенсивное развитие радиоиммунохимических, рентгенологических и иммуногенетических исследований привело к возникновению ряда новых диагностических возможностей, обусловленных сочетанным использованием этих методов.

Диагностика хронического профессионального гепатита представляет определенные трудности. Обязательным условием установления связи заболевания с условиями труда является документальное подтверждение работы в контакте с гепатотоксичными веществами, в концентрациях, превышающих гигиенические нормативы, профессиональный стаж. В выявление нарушений решающую роль играют биохимические методы исследования.

При наличии клинико-лабораторных признаков диагноз ХТГ становится обоснованным, если наряду с поражением печени у больного обнаруживаются и другие клинические воздействия того или иного химического вещества.

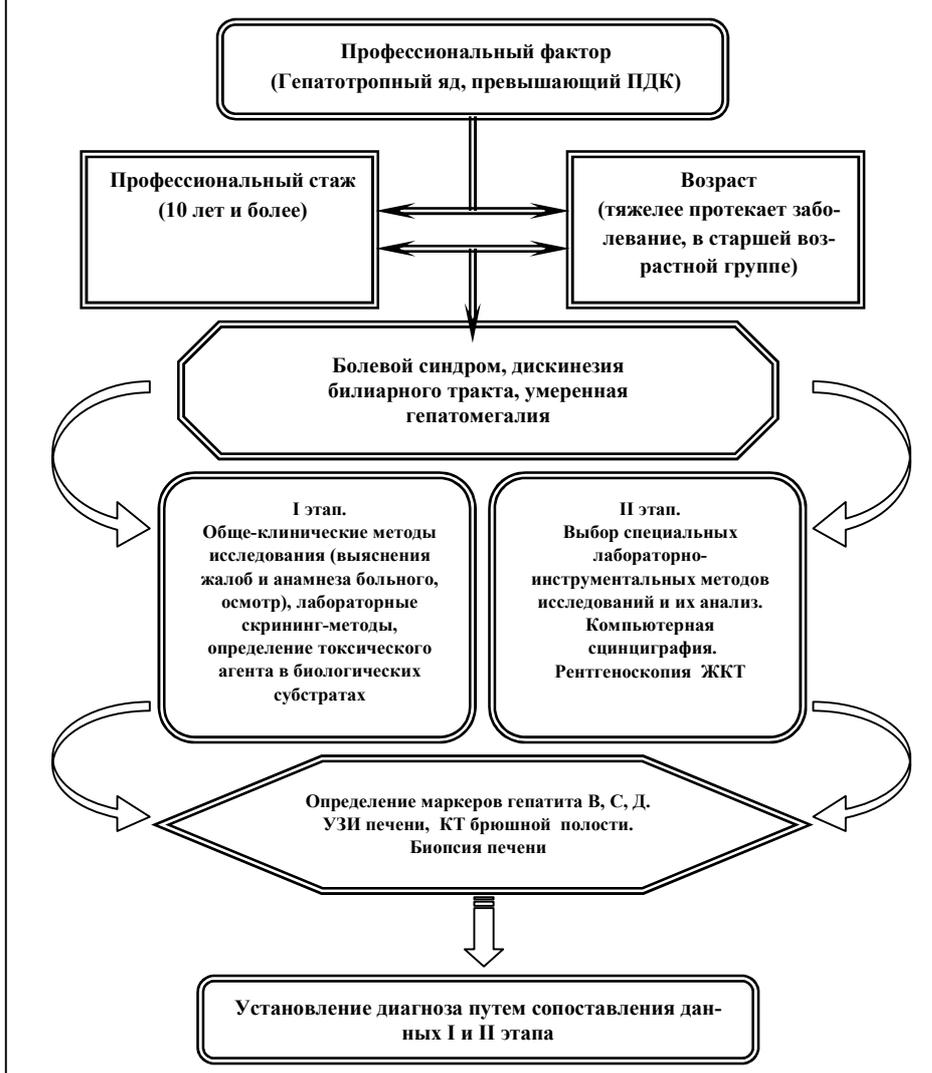
Кроме того, необходимо проводить вирусологическое исследование крови - определение маркеров вирусного гепатита, применением иммуноферментного анализа. Не утратили свое дифференциально-диагностического значения радиоизотопные методы исследования печени: гепатография и сканирование.

По сравнению с КТ и МРТ, УЗИ - метод недорогой, занимает несколько минут и позволяет выявить расширение желчных протоков, болезни желчного пузыря, опухоли и диффузные изменения печени. При ультразвуковом исследовании нами обнаружено изменение акустической структуры при отражении ультразвука от наполненных липидами структур, а также увеличение размеров органа, что не всегда можно определить пальпаторно

и перкуторно. При циррозе край печени неровный, эхоструктура - грубая. Яркие эхосигналы обнаружены при жировой дистрофии печени.

КТ позволяет получить изображение печени в виде последовательных горизонтальных срезов. Для исследования печени требуется 10-12 срезов. Томограммы позволяют детально изучить анатомические взаимоотношения органов брюшной полости на уровне среза. Нами обнаружено, что коэффициент поглощения в единицах Хаунсфилда (в норме от 50 до 70) изменялся в зависимости от степени выраженности хронического токсического гепатита - при гепатопатии - 70-73, при хроническом гепатите средней степени - 75-80, при выраженным 84-88. Особое значение КТ имеет при подозрении на цирроз, когда нарушено свертывание крови и биопсия печени опасна. Для жировой печени характерен пониженный коэффициент поглощения. При накоплении железа плотность печени увеличена и на КТ тень печени ярче, чем тень селезенки или почки. КТ позволяет выявлять участки уплотнения диаметром более 1 см при первичных и вторичных злокачественных опухолях. Нами исключены из обследования 5 больных с подозрением на образова-

АЛГОРИТМ ДИАГНОСТИКИ ПРОФЕССИОНАЛЬНЫХ ХРОНИЧЕСКИХ ТОКСИЧЕСКИХ ГЕПАТИТОВ



ния в печени.

МРТ - самый дорогой сканирующий метод диагностики, по стоимости превосходящий УЗИ в 6 раз, КТ в 2 раза. Его возможности по выявлению патологических изменений в печени сравнимы с возможностями КТ по нашим данным и данным литературы [Choi BI., Han MC., Rim CW. 1990]. КТ превосходит МРТ также по возможности визуализации окружающих печень структур.

Диагностическое значение имеет определение продуктов перекисного окисления липоидов в крови [А.С. Логинов, 1990], изучение предрасположенности к токсическим гепатитам на основе определения тканевых антигенов - HLA. Результаты исследования показали, что наиболее часто у больных с токсическими гепатитами выявлялись антигены: A2, A25, B16, B8, B22. Для всех этих антигенов выявлена статистическая значимость. Наличие этих антигенов в составе HLA - фенотипа индивидуумов повышает риск развития токсических гепатитов у их обладателей. Нами были изучены и гаплотипы HLA. Значимость была установлена для гаплотипов: A2/I8, A2, B15, A25/B22, наследование которых повышает риск развития токсических гепатитов.

Таким образом, полученные данные свидетельствуют о наличии HLA - ассоциированного генетического контроля в передаче предрасположенности к токсическим гепатитам.

Одним из наиболее объективных методов диагностики профессионального гепатита является пункционная биопсия печени.

Наиболее трудности в решении вопроса о связи заболевания с профессией возникают в случаях обнаружения активной формы гепатита. Как правило, эти формы встречаются только в тех случаях, когда концентрация токсических веществ в воздухе рабочей зоны очень велика, а также при комбинации нескольких этиологических факторов. В решении вопроса о ведущем факторе в течении и исходе заболевания имеет подтверждение контакта с достаточно высокими концентрациями химического токсического вещества, указание на наличие острой интоксикации в анамнезе или в анамнезе на фоне хронического воздействия токсических веществ развился вирусный гепатит, то вопрос решается в пользу профессионального характера заболеваний. При этом этиология заболевания устанавливается как смешанная.

Из вышесказанного можно сделать вывод, что необходимо рекомендовать углубленное обследование функционального состояния печени у лиц, работающих с различными токсическими веществами, так как степень ее поражения и выраженность клинической симптоматики позволят более квалифицированно и рационально решать вопросы целенаправленной терапии, экспертизы трудоспособности и реабилитации этих больных.

СФЕРА ТРУДА И ВИЧ/СПИД В УЗБЕКИСТАНЕ

УДК 622.807

© Б.Х. Юнусов, Л.Г. Парсегова 2002 г.

Б.Х. Юнусов, Центр нормирования и охраны труда, г. Ташкент,
Л.Г. Парсегова, Центр нормирования и охраны труда, г. Ташкент,

Эпидемия ВИЧ/СПИДа уже превратилась в глобальный кризис и представляет собой одну из серьезных угроз для социального прогресса и развития. В тех странах, где болезнь получила наибольшее распространение, эпидемия сводит на нет все то, что достигнуто за десятки лет развития, подрывая экономику, создавая угрозу для безопасности и стабильности общества.

Принося страдания больным и членам их семей и, кроме того, глубоко поражая социально-экономические ткани общества, ВИЧ/СПИД представляет собой значительную угрозу для сферы труда – болезнь затрагивает наиболее производительную часть рабочей силы и уменьшает заработки, создавая колоссальные издержки для предприятий по всем отраслям экономики, снижая производительность труда, увеличивая производственные затраты и число случаев потери квалификации и производственного опыта. Кроме того, ВИЧ/СПИД затрагивает и основополагающие трудовые права, связанные с дискриминацией и стигматизацией работников и людей, живущих с ВИЧ/СПИДом и пострадавших от него.

Таким образом, ВИЧ/СПИД является трудовой проблемой и к ней следует относиться как к любой другой серьезной проблеме, связанной с заболеванием и с условиями труда работника. Это необходимо не только потому, что заболевание касается трудовых ресурсов, но также и потому, что рабочее место, являясь частью ячейки

общества, призвано играть определенную роль в общей борьбе с эпидемией и ее последствиями.

Для предотвращения распространения ВИЧ все заинтересованные стороны должны участвовать в обеспечении, оптимальных условий труда, безопасных для здоровья, в соответствии с положениями Конвенции о безопасности и гигиене труда и производственной среде от 1981 года № 155.

Условия труда, безопасные для здоровья, предполагают сохранение оптимального физического и умственного здоровья на работе и адаптацию работы к возможностям работников в плане состояния их физического и умственного здоровья.

ВИЧ-инфекция не является основанием для прекращения трудовых отношений. Как и при других обстоятельствах, работники с заболеваниями, сопутствующими ВИЧ должны иметь возможность продолжать выполнять доступную и подходящую работу, не противопоказанную по медицинским соображениям.

Надо сказать, что некоторые типы трудовых ситуаций создают повышенный риск инфицирования, хотя главной причиной все равно остается не профессия, а поведение. Список трудовых ситуаций включает в себя:

- работа, связанная с мобильностью, особенно, с необходимостью, регулярно выезжать из дома от супругов или партнеров;

- работа в замкнутом географическом пространстве с ограниченными возможностями социального общения и получения медицинской помощи;

- работа и проживание в исключительно мужском коллективе;

- ситуации, при которых работник не имеет возможности обеспечить себе защиту от инфекции;

- преимущественно мужская работа, где женщины составляют меньшинство;

- работа, предполагающая наличие производственного риска, такого, как несчастный случай с ВИЧ инфицированным, контакт с кровью, компонентами крови и другими жидкостями организма человека, травмы медицинскими иглами, контакты с инфицированной кровью, случаи несоблюдения Общих мер предосторожности и/или использования непригодного оборудования.

К этому списку можно добавить «нетрудовые» ситуации, при которых безработные, образующие группы в центре городов в надежде что-то заработать, подвержены угрозе ВИЧ-инфицирования.

Работодатели обязаны соблюдать национальное законодательство и практику проведения переговоров с работниками и их представителями об условиях и сроках занятости в свете вопросов, связанных с ВИЧ/СПИДом, а также добиваться включения положений касающихся защиты от ВИЧ/СПИДа и его профилактики, в национальные и отраслевые соглашения и коллективные договоры.

Работодатели должны проводить с работниками и их представителями консультации для разработки и осуществления соответствующей политики на рабочих местах с целью предотвращения распространения инфекции и защиты всех работников от дискриминации в связи с ВИЧ/СПИДом.

В тех случаях, когда, *рабочие места, где работники регулярно имеют контакты с человеческой кровью и другими жидкостями человеческого организма*, работодатель обязан принять дополнительные меры по обязательному обучению всех работников Общим мерам предосторожности и выполнению ими действий при несчастных случаях на производстве, а также обеспечить их постоянное соблюдение. Для выполнения этих мер должны быть предусмотрены соответствующие ресурсы.

Компетентные органы должны обеспечить, чтобы технические инспекторы труда имели в своем распоряжении достаточно средств для выполнения своих надзорных, правоприменительных и консультативных функций, в частности, в отношении профилактики ВИЧ/СПИДа на предприятиях. Для достижения данной цели они должны пройти специальную подготовку по профилактике ВИЧ/СПИДа и стратегиям защиты рабочих местах. Такое обучение должно охватывать:

- информирование о соответствующих международных нормах, особенно о Конвенции дискриминации в области труда и занятий от 1958 года № 111, и о национальном законодательстве и нормативах;

- методы доведения информации о ВИЧ/СПИДе до работников и руководства предприятий;

- включение тематики по ВИЧ/СПИДу в обычные инструктажи по технике безопасности и охране труда и здоровья и обучение на рабочем месте;

- оказание помощи работникам в получении существующих пособий (как заполнить заявку на получение пособия) и осуществлении своих законных прав;

- определение случаев нарушения или несоблюдения прав трудящихся в отношении статуса ВИЧ инфицированного;

- навыки сбора и анализа данных, относящихся к ВИЧ/СПИДу на рабочих местах, когда это необходимо для проведения эпидемиологических или социальных исследований, осуществляемых в соответствии с данным сводом практических правил.

Все работники должны быть обучены процедурам инфекционного контроля при несчастных случаях на производстве и оказании первой помощи. Такие программы должны включать подготовку:

- по оказанию первой помощи;

- по Общим мерам предосторожности для снижения риска контакта с кровью и другими жидкостями человеческого организма;

- по использованию защитного оборудования;

- по проведению надлежащих процедур в случае контакта с кровью и другими жидкостями человеческого организма;

- относительно права на компенсацию при несчастном случае на производстве.

При этом необходимо подчеркивать, что соблюдение мер предосторожности не обязательно связано с действительным или приписываемым ВИЧ статусом.

Некоторые работодатели могут оказать помощь своим работникам, предоставляя им антиретровирусные препараты. Там, где на предприятии существуют медицинские службы, работодатели вместе с правительством и другими заинтересованными сторонами должны предоставлять работникам самый широкий спектр медицинских услуг для профилактики и лечения ВИЧ/СПИДа и помогать работникам, живущим с ВИЧ/СПИДом.

Такие службы могут осуществлять: снабжение антиретровирусными препаратами, лечение для снятия связанных с ВИЧ симптомов, консультации по поводу системы питания и использования необходимых пищевых добавок, снятие стресса и лечение наиболее распространенных инфекций, связанных с ослаблением иммунитета, включая ИППП и туберкулез.

Вот почему МОТ создал Свод практических правил по ВИЧ/СПИДу в сфере труда. Этот документ должен способствовать предотвращению распространения эпидемии, смягчению её воздействия на работников и их семьи и предоставлению социальной защиты, необходимой для того, чтобы справиться с заболеванием. Как одно из средств борьбы с эпидемией на рабочих местах свод практических правил основан на таких ключевых принципах, как признание ВИЧ/СПИДа проблемой, относящейся к сфере труда, отсутствие дискриминации на работе, гендерное равенство, скрининг и конфиденциальность, социальный диалог, профилактика, уход и поддержка инфицированных.

Информационные и образовательные программы на рабочих местах должны стать важным средством борьбы с распространением эпидемии и привития большей терпимости по отношению к работникам, живущим с ВИЧ/СПИДом. Эффективное просвещение может научить



работников защищать себя от ВИЧ-инфекции. Такие меры могут значительно снизить связанные с ВИЧ беспокойство и стигматизацию, доведя до минимума разлад на рабочем месте, и вызвать необходимые изменения в отношениях между людьми и их поведением. Информацию и образовательные материалы необходимо представлять в различных формах, не полагаясь исключительно на печатное слово и, при необходимости, прибегая к дистанционному обучению. Программы должны быть целевыми и разрабатываться применительно к конкретным возрастным и гендерным группам, сексуальной ориентации, отраслевым особенностям и поведенческим факторам риска рабочей силы, а также соответствующему культурному контексту. Преподавать должны люди, пользующиеся доверием и уважением. Особенно эффективным оказалось привлечение преподавателей из числа товарищей по работе, а также людей, живущих с ВИЧ/СПИДом к разработке и осуществлению программ.

Особое внимание следует уделить осуществлению просветительских программ в рабочее время, а также

разработке учебных материалов, которые работники могут использовать вне работы. Там, где проводится курс обучения, посещение занятий должно считаться частью трудовых обязанностей.

Центр нормирования и охраны труда Министерства труда и социальной защиты населения подключился к работе с МОТ и в настоящее время разработаны модульные учебные элементы по разным аспектам профилактики ВИЧ/СПИДа.

Данные учебные элементы будут использоваться, доводиться, прежде всего, до сведения технических инспекторов труда, имеющих непосредственный контакт с работающими, а при задействовании в скором времени при нашем Центре – Учебного центра охраны труда и до всех слушателей, а их состав будет разным: от технических инспекторов труда до работников служб охраны труда, руководителей предприятий.

ИЗ ИСТОРИИ ДОБЫЧИ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ В ДРЕВНЕМ УЗБЕКИСТАНЕ

УДК 622.765

© М.Р. Тошова 2002 г.

М.Р. Тошова, зав. библиотеки НавГИ

Изучением истории горного промысла в древнем Узбекистане занимались многие ученые такие как М.Е. Массон, П.П. Иванов, Б.А. Литвинский, Б.А. Бубнова, Ю.Ф. Буряков, Ю.П. Машковцев, Е.Б. Пругер, О.И. Исламов, М.Р. Касымов, В.Т. Сургай и др. Особо следует отметить работу Министерства Геологии Узбекистана, по его инициативе создается специальная партия «Древние горные выработки», в состав которой входит специалист археолог [1]. Её задача заключается в изучении имеющихся на территории Узбекистана месторождений по следам древних работ, а также мест древних плавков, вплоть до XIX в. В результате получен большой и интересный материал по истории добычи полезных ископаемых: на территории Узбекистана. Подобного рода работа имеет и большое практическое значение, так как позволяет проводить реальную оценку рентабельности месторождений, эксплуатировавшихся в древности, с позиции сегодняшнего дня.

По результатам всех исследований М.А. Бубнова выделяет несколько периодов:

I. Древний период хронологически охватывает от каменного века до IX в. Это объясняется трудностью датировки как древних выработок, так и горного инструмента. Большая часть древних рудников эксплуатировалась в течение длительного времени, вплоть до X-XII вв., а иногда и до XIX в.

Б.А. Литвинский попытался проследить развитие горного промысла, выделив каменный век, бронзовый век и ранее железо [2], а О.И. Исламов - периоды перво-

бытнообщинного строя, рабовладельческого строя и становления феодальных отношений охватывая последним время с VI по XII в. [3].

II. Средневековый период (IX-XII в.). В отличие от О.И. Исламова некоторые ученые, как М.А. Бубнова и др. считают возможным выделить рассматриваемый период в самостоятельный: в это время горный промысел на территории Средней Азии достиг наивысшего развития, появились даже труды теоретического характера, особенно по минералогии [1]. В этом плане очень большую работу выполняли Абу Райхан Беруни и Ибн Сино. После освобождение из-под власти халифата, в период IX- XII вв., Средняя Азия пережила расцвет во всех областях хозяйства, экономики, культуры. Это в равной мере относилось и к добыче и использованию полезных ископаемых [4]. Большое развитие получила в это время добыча и выплавка железа, меди, свинца, цинка, золота и серебра. В большом количестве были добыты драгоценные и полудрагоценные и обделочные камни.

III. От ранне-среднего века до правления Тимура и Тимуридов. (XI-XIV вв.). Монгольское владычество тяжело отразилось на хозяйстве, экономике и культурном развитии Средней Азии. Этот период, длившийся почти 150 лет, отрицательно сказался и на горном промысле. М.Е. Массон считает, что этот период был вообще мало благоприятным.

IV. Правление Тимура и Тимуридов. Оно отличается резким и искусственным подъемом производительных сил. Это объясняется тем, что в страну шел большой по-



ток золота, серебра, меди, железа и драгоценных камней.

Археологические раскопки проведенные в 1976 г. под руководством Ю.Ф. Бурякова в Ташкентской области показали развитие добычи и выплавки металлов из рудника древнего Кальмакира, рудника Кани Мансур в выплавки металла в городище Тункент в Мунчак тепе. В Тункенте были обнаружены более 100 т медных и железных шлаков относящейся к XIV в. н.э. [4].

По утверждению академика И. Муминова Амир Тимуром был возведен город металлургов. По предварительным предположениям руинами этого городища является Мунчак тепе. Здесь имеется шлаковое поле, относящееся к XIV-XV вв. н.э. М.А. Аскарковым в 1996 г. обнаружены металлоплавильные печи. Найдена часть формовочного материала для литья медных изделий. Руда для металлоплавильных печей была добыта из рудников Мискан, Кальмакир а также из Чуян булака [4].

V. Период позднего средневековья (XVI-XIX вв.)

Длительное время через Среднюю Азию проходили главные сухопутные и торговые пути, связывавшие Древний Восток и Индию со странами Средиземноморья и Европы. В этот период в большом количестве добывали золотосодержащую руду из Кызылкумов, промывали золото в реке Зарафшан. Изучением состояния горного промысла за период с XVI до конца XIX вв. занимались М.Е. Массон, П.П. Иванов, О.И. Исламов. Описанию добычи отдельных полезных ископаемых в этот период посвящены разделы ряда работ М.Е. Массона (медь и железо), Б.А. Литвинского (нефть), М.А. Бубновой (бадахшанские лалы), Ю.Ф. Буряков, (цветные и благородные металлы). Разработки месторождений часто носили эпизодический характер, с перерывами разной длительности. Местами кустарная промышленность давала ни-

чтожную долю потребных материалов. К тому же, из-за низкого уровня техники плавки, свинец получали с большими потерями. При изучении состояния горного дела в Средней Азии следует обратить внимание на тот факт, что до недавнего времени здесь не применялась машинная техника. Но изучения Ю.Ф. Бурякова дали сведения об использовании при транспортировке подземных руд искусственных тележек, тачек, носилок, шкур крупного рогатого скота. Пришла пора глубокого научного изучения древней металлургии в технологии.

Изучением добычи и переработки полезных ископаемых вокруг Катта-Кургана, Самарканда и Навоийской области занимался Б.А. Литвинский. В Зирабулакских горах вблизи Карнаба в древности добывали олово. Изучение способов добычи, переработки полезных ископаемых и выплавка металлов является особо важным для пополнения истории производства Республики Узбекистан.

Список литературы:

1. Бубнова М.А. Добыча полезных ископаемых в Средней Азии к XVI-XIX вв. Наука. Москва 1976 г.
2. Массон М.Е. К истории развития горного промысла в Средней Азии. Ташкент. 1933 г.
3. Исламов О.И. Зарождение геологических знаний в Средней Азии. Ташкент. 1956 г.
4. Буряков Ю.Ф., Аскарлов М.А., Абдуллаев У.М. История производства драгоценных металлов и меди на территории современного Узбекистана. Горный вестник Узбекистана. №2. 2001 г. с. 100-102.



УКАЗАТЕЛЬ СТАТЕЙ,
опубликованных в журнале «Горный вестник Узбекистана» в 2002 году

АВТОРЫ И НАЗВАНИЕ СТАТЕЙ	№	стр.
<i>Кустов А.М., Шеметов П.А.</i> Флагману золотодобывающей промышленности Республики Узбекистан руднику Мурунтау – 35 лет	1	5

FAN VA SANOAT/НАУКА И ПРОМЫШЛЕННОСТЬ

<i>Аллаев К.Р., Клименко А.И., Рахимов В.Р.</i> Основные научные проблемы, обеспечивающие комплексное эффективное освоение угольных месторождений Узбекистана.....	3	59
<i>Клименко А.И., Рахимов В.Р.</i> Основные направления концепции перевооружения угольной отрасли Узбекистана	2	12
<i>Кучерский Н.И.</i> Стратегия развития производства в Навоийском горнометаллургическом комбинате	2	5
<i>Мальгин О.Н., Иноземцев С.Б., Филь В.И., Аристов И.И.</i> Технологическое обеспечение полноты и качества обработки сложноструктурных рудных тел на золоторудных карьерах.....	1	7
<i>Михин О.А., Новиков В.В., Морозов М.П., Веклов В.А., Эргашев У.А., Латышев В.Е., Петухов О.Ф., Лильбок Л.А., Акинъшина Г.И.</i> Работы по освоению технологии совместной переработки золотосодержащих руд месторождений Кокпатас и Даугызтау	4	4
<i>Рахимов В.Р., Клименко А.И.</i> Перспективное развитие комплексного использования ресурсов угольных месторождений Узбекистана	1	14
<i>Сытенков В.Н.</i> Управление минерально-сырьевыми ресурсами горно-перерабатывающего комплекса Мурунтау.....	1	10

GEOLOGIYA VA GEOFIZIKA / ГЕОЛОГИЯ И ГЕОФИЗИКА

<i>Иноземцев С.Б., Беленко А.П., Лузановский А.Г.</i> О геолого-промышленной типизации (ГПТ) золотого оруденения Нуратау-Кызылкумского региона.....	3	5
<i>Кольцов В.Н., Лукишов Б.Г., Коновалов Б.Д., Тер-Семенов А.А.</i> Сейсмический метод контроля устойчивости бортов карьера Мурунтау	2	27
<i>Образцов А.И.</i> Миграция золота в зоне окисления и ее практическое использование.....	2	17
<i>Образцов А.И.</i> Распределение золота во вмещающих породах и его практическое использование.....	1	18
<i>Федянин С.Н.</i> Отображение геохимической специализации матрицы рудовмещающих пород в аппаратурном спектре рентгеновского излучения.....	3	6
<i>Федянин С.Н.</i> Иерархия геохимических систем	4	7
<i>Хурсанов Х.П., Колпаков В.Н., Красников С.Я.</i> Оползневые явления на Ангренском месторождении бурого угля.....	2	19
<i>Шеметов П.А., Федянин А.С.</i> Мониторинг состояния откосов бортов глубокого карьера	1	20

GEOTEKNOLOGIYA / GEOTEKNOLOGIYA

<i>Аристов И.И., Рубцов С.К., Зинько Н.А., Филь В.И., Беленко А.П.</i> Особенности нормирования и учета потерь, разубоживания руды при открытой разработке сложноструктурных урановых и золоторудных месторождений.....	2	37
<i>Давранбеков У.Ю., Инамов У.</i> Оптимизация процессов технологии открытых горных работ методами оценки качества системы забой - экскаватор – оператор	1	34
<i>Ефремов Э.И., Джос В.Ф., Мальгин О.Н., Зинько Н.А., Филь В.И.</i> Простейшие взрывчатые вещества и особенности их применения на карьерах НГМК	2	32
<i>Золотарев Ю.П., Кравчук А.В.</i> Технология горных работ на Джерой-Сардаринском месторождении фосфоритов	2	44
<i>Инамов У.</i> Оценка уровня технологического процесса выемки горной массы	1	33



АВТОРЫ И НАЗВАНИЕ СТАТЕЙ	№	стр.
<i>Иоффе А.М., Зенкин В.Л., Кольцов В.Н.</i> Оптимизация конструктивных параметров бортов карьеров НГМК	2	43
<i>Кабилов А.Р.</i> Определение параметров системы разработки для достижения заданных темпов понижения горных работ в условиях глубокого карьера	4	12
<i>Кабилов А.Р., Юдин В.В.</i> Технология последовательной расконсервации нерабочего борта карьера Мурунтау	1	29
<i>Коломников С.С., Давронбеков У.Ю.</i> Обзор компьютерных технологий для оптимизации БВР	3	12
<i>Коломников С.С., Лашко В.Т., Грищенко Г.Г.</i> Совершенствование схем циклично-поточного производства горных работ в глубоких карьерах	1	36
<i>Кривенко Ю.Н., Бызеев В.К.</i> Управление горным давлением при открытой разработке пластовых месторождений	1	38
<i>Мальгин О.Н., Кустов А.М., Шеметов П.А.</i> Совершенствование взрывных работ в Навоийском ГМК	3	9
<i>Мирсаидов Г.М., Боймирзаев Б.Ж.</i> Пути повышения эффективности проветривания рудника «Кочбулак»	4	14
<i>Назаров З.С., Рахимов С.С., Тухташев Б.Т.</i> Управление импульсом взрыва скважинных зарядов ВВ с помощью забойки	1	31
<i>Насридинов И.Б., Носиров У.Ф., Шарипов Э.А., Норов Ю.Д., Тураев А.С.</i> Способ формирования траншейного заряда взрывчатого вещества	1	30
<i>Норов Ю.Д., Раимжанов Б.Р., Назаров З.С.</i> Исследование зависимости линейной массы от параметров траншейных зарядов выброса в грунтовом массиве	4	10
<i>Рубцов С.К., Шеметов В.П., Бибик И.П.</i> Исследование рациональных параметров конструкции и состава забойки скважинных зарядов в условиях карьера Мурунтау	1	27
<i>Силкин А.А., Кольцов П.В., Жиянов Ю.А., Норкин Н.А.</i> К вопросу определения рациональных параметров бортов проектируемых сложноструктурных карьеров	2	35
<i>Сытенков В.Н., Бибик И.П.</i> Метод определения оптимальных параметров БВР для технологических потоков карьеров	1	23
<i>Шеметов П.А.</i> Разработка технических решений по сейсмобезопасной технологии БВР в приконтурной зоне карьера	2	29
<i>Шеметов П.А., Коломников С.С.</i> Алгоритм оптимизации параметров БВР	3	15

ГЕОМЕХАНИКА / ГЕОМЕХАНИКА

<i>Кольцов В.Н., Телибаев Б.К., Федянин А.С.</i> Оптимизация параметров борта глубокого карьера на участке деформации с помощью комплекса инженерных методов	1	40
<i>Лукишов Б.Г., Телибаев Б.К., Федянин А.С.</i> Взаимосвязь деформаций бортов карьера Мурунтау с внутренними и внешними воздействиями	2	49
<i>Маджидов И.У.</i> Напряженно-деформированное состояние обделки туннеля совместно с прилегающей грунтовой средой	1	42
<i>Полищук С.З., Голуб В.В., Кольцов В.Н., Снитка Н.П.</i> Учет реальной структуры горного массива при оценке устойчивости откосов	2	47
<i>Силкин А.А., Кольцов В.Н.</i> Геомеханический анализ и системы контроля деформаций бортов карьера Мурунтау	4	17
<i>Силкин А.А., Тер-Семенов О.А., Федянин А.С.</i> Комплексный метод прогноза и контроля состояния устойчивости прибортового массива борта карьера Мурунтау	4	23

FOYDALI QAZILMALAR BOYITISH VA METALLURGIYA ОБОГАЩЕНИЕ И МЕТАЛЛУРГИЯ

<i>Абдурахманов С.А., Аскарлов М.А., Данияров Н.А., Амонов Х.У.</i> Изучение флотационного обогащения фосфоритовой руды Джерой-Сардаринского месторождения	1	44
--	---	----



<i>Абдурахманов С.А., Аскарлов М.А., Муталова М.А., Валиев Х.Р.</i> Изучение возможности использования промпродуктов Ферганского нефтехимического завода в качестве флотореагентов.....	3	25
<i>Абдурахманов С.А., Валиев Х.Р., Умарова И.К., Курбонов Ш.</i> Некоторые физико-химические свойства горючих сланцев Кызылкумов.....	3	21
<i>Абдурахманов С.А., Холикулов Д.Б., Амонов Х.</i> Кинетические закономерности парометаллургического разложения медно-молибденового продукта.....	1	47
<i>Абрамова В.В., Васина С.М., Широва С.А.</i> Исследование процесса получения экстракционной фосфорной кислоты из фосфоритов Центральных Кызылкумов в присутствии солей аммония.....	4	31
<i>Абрамова В.В., Васина С.М., Широва С.А.</i> Электродиализный метод обогащения фосфоритов Центральных Кызылкумов.....	4	29
<i>Аскарлов М.А.</i> Исследования по повышению качества молибденового концентрата.....	3	23
<i>Аскарлов М.А., Тошев О.Э., Махмудова Ф.А.</i> Исследования по повышению извлечения окисленных форм молибдена из руд.....	1	46
<i>Ерохина Л.Ю.</i> Методика определения ртути в выбросных газах предприятий, производящих металлическую ртуть.....	1	53
<i>Ким К.Ф., Пан В.В., Кувандыков Э.С., Сулейманова Г.Я.</i> Развитие технологии обогащения полиметаллических руд на Алмалыкской свинцово-цинковой фабрике.....	1	51
<i>Кист А.А., Саттаров Г.С., Кадилов Ф., Латышев В.Е., Таджиев С.М.</i> О возможности получения фосфорных удобрений повышенного качества из фосфоритов центральных Кызылкумов.....	2	60
<i>Кучерский Н.И., Канцель А.В., Иноземцев С.Б., Мазуркевич П.А.</i> Проблемы предварительного механического обогащения руд и минерализованных пород месторождения Мурунтау с использованием различных технологий рудосортировки.....	2	50
<i>Михин О.А., Латышев В.Е., Думбрава А.А., Петухов О.Ф., Дильбок Л.А., Давыдова М.И., Черненко В.А., Хван А.Б.</i> Разработка и освоение технологии комплексной переработки магнитной фракции.....	3	18
<i>Петухов О.Ф., Латышев В.Е., Груцинов В.А.</i> Сорбция тяжелых металлов природными неорганическими минералами.....	4	24
<i>Солдаев Л.К., Ерохина Л.Ю., Юлдашходжаев А.</i> Определение осмия в молибденовом концентрате.....	1	53
<i>Хван А.Б., Колесник В.Г., Саттаров Г., Латышев В.Е., Урусова Е.В.</i> Исследование возможности применения СВЧ поля для процессов рудоподготовки при получении золота.....	2	56
<i>Хожиева А.</i> Мочевино-формальдегидные композиционные материалы на основе горных пород и некоторых отходов промышленности.....	4	33
<i>Шакаров Т.И., Салимов З.С., Мкртчян Р.В.</i> Электромагнитный сепаратор для очистки ангренских каолинов.....	1	54

ГЕОТЕХНИКА / GEOTECHNIKA

<i>Адылов Ф.Т., Турапина Н.Н., Ибрагимов Р.И.</i> Анализ нечетких алгоритмов управления технологическими процессами и производствами.....	4	38
<i>Бабаков А.В.</i> О некоторых аспектах организации и совершенствования работы по повышению ходимости карьерного транспорта.....	3	30
<i>Давранбеков У.Ю.</i> О надежности автосамосвалов на карьерах.....	1	58
<i>Инамов У., Давранбеков У.Ю., Махмудов А.М., Темиров А.Т., Эшмурадов З.С.</i> Технология мониторинга технического состояний карьерных экскаваторов.....	3	32
<i>Коломников С.С.</i> Обоснование комплекта сменных ковшей для механических лопат при открытой разработке сложноструктурных месторождений.....	2	64
<i>Кустов А.М., Шеметов П.А.</i> Особенности эксплуатации автомобильного транспорта в глубоком карьере Мурунтау.....	4	34
<i>Лаури Карху.</i> Система автоматизации ПРОСКОН 2100.....	4	35
<i>Мальгин О.Н., Лашко В.Т., Шеметов П.А.</i> Оптимизация параметров транспортно-перегрузочных комплексов в карьерах.....	1	56



<i>Нечаева Е., Сеппо Прокола, Элиас Саастамойен</i> Преимущества использования высокопроизводительных сгустителей и сгустителей высокой степени сжатия типа Супафло.....	2	71
<i>Оравайнен Х., Леус В.</i> Развитие флотационных машин ОУТОКУМПУ	1	65
<i>Пироженко П.П.</i> Применение ленточного конвейера-питателя тяжёлого типа для дозирования крупнокусковых грузов в дробильно-перегрузочных пунктах глубоких карьеров.....	1	61
<i>Степура В.Н., Юматов М.Р., Давранбеков У.Ю., Сайдахметов А.Ш.</i> Исследование способа изменения скорости вращения барабана мельницы ММС 70х23А на ГМЗ-2.....	2	67
<i>Степура В.Н., Юматов М.Р., Сайдахмедов А.Ш.</i> Этапы совершенствования футеровки мельницы МБ и ММС на ГМЗ-2.....	1	63
<i>Хван А.Б., Киченко В.И.</i> К определению производительности мельниц полусамозмельчения	2	69
<i>Хорст Коллет.</i> Фирма THYSSENKRUPP FÖRDERTECHNIK и проект по отработке угольных запасов Ангренского карьера в Узбекистане	3	28

IQTISOD VA BOSHQARUV / ЭКОНОМИКА И УПРАВЛЕНИЕ

<i>Инамов У., Носиров У.Ф., Дуллаев Н.С., Эшмурадов З.С.</i> Модель обеспечения качества эксплуатации и ремонта горного оборудования	3	40
<i>Копач П.И.</i> Новые принципы оценки эффективности горнодобывающего производства	2	75
<i>Косимов М.О.</i> Роль и назначение кадров в системе управления горного производства	1	77
<i>Образцов А.И.</i> Планирование геологических работ в рыночных условиях.....	1	72
<i>Раимжанов Б.Р., Инамов У.</i> Математическая модель анализа и синтеза функционирования системы «забой-экскаватор-оператор»	3	38
<i>Раимжанов Б.Р., Инамов У.</i> Модель функциональных процессов систем обеспечения управления горного производства.....	1	74
<i>Stoll R.D., Tudeski H.Y., Rese F., Vossen P., Steinert U., Paelke J.W.</i> Сравнение технико-экономических показателей использования новой конвейерной системы «ROCKETLIFT®» компании «METSOMINERALS» и большегрузного автотранспорта при разработке карьеров.....	2	78
<i>Турсунов М.М., Левицкая В.М.</i> О развитии и деятельности ОАО «Завод РГТО» АО «Уголь».....	1	81
<i>Улашев И.О., Бердибеков П.К., Давранбеков Р.У.</i> Обоснование эффективности интеграции региональной электроэнергетической системы	1	68
<i>Федянин С.Н.</i> Экономическая и технологическая эффективность крупно-порционной радиометрической сортировки фосфоритов.....	3	35
<i>Юсупбеков Н.Р., Алиев Р.А., Алиев Р.Р., Адылов Ф.Т.</i> Некоторые концепции и принципы построения распределенных интеллектуальных систем.....	4	39

EKOLOGIYA VA TEXNIKA HAVFSIZLIGI ЭКОЛОГИЯ И ТЕХНИЧЕСКАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ

<i>Абдурахманов Э.А., Гайсин А.М., Дружинин Ю.А., Мавлут М., Кочетов А.В., Сахибов Ш.Д.</i> Новые портативные газоанализаторы индивидуального пользования для рудников и шахт	1	86
<i>Агзамова Г.С., Сафарова И.Т.</i> Принципы диагностики хронических профессиональных токсических гепатитов.....	4	44
<i>Азизходжаев А.А.</i> Неврологические синдромы и неотложная терапия при острых отравлениях природным газом.....	3	90
<i>Артамонова В.Г., Швалев О.В., Колесова Е.Б.</i> Современные аспекты патогенеза вибрационной болезни.....	3	73
<i>Балыбердин О.Л.</i> Влияние неблагоприятных производственных факторов на формирование хронической бронхо-легочной патологии у работников горнорудной промышленности среднеазиатского региона	4	43
<i>Балыбердин О.Л., Кочетов А.В., Шмаков Ю.Ф.</i> Оценка микроклиматической обстановки на рабочих местах	1	83
<i>Вохидов А.Я.</i> Взаимосвязь между возрастом, длительностью заболевания и иммунологическими показателями у больных с заболеваниями бронхо-легочной системы профессиональной этиологии	3	75



<i>Галиева Л.Д.</i> К пересмотру гигиенической классификации условий труда по вредности и опасности факторов производственной среды тяжести и напряженности трудового процесса	3	88
<i>Демиденко Н.М.</i> Профилактика производственного утомления	3	93
<i>Ибрагимова Г.З., Парсегова Л.Г., Демиденко Н.М., Аполлонова Г.М., Тазиева Л.Д., Феофанов В.Н., Ильхомов Ф.А., Разикова З.У., Махмудова Ш.К.</i> Значение и меры по совершенствованию медицинских осмотров в системе профилактики профессиональных и снижения общих заболеваний	3	85
<i>Искандаров Т.И., Штрунова М.И., Таджиев Н.Т.</i> Состояние профессиональной заболеваемости на предприятиях, учреждениях Республики Узбекистан за 2001 г., учет, регистрация и расследование случаев профзаболеваний и профотравлений	3	79
<i>Кочетов А.В.</i> Система обеспечения контроля условий труда на рабочих местах в Центральном рудоуправлении	3	64
<i>Латыпова Р.И., Демидова И.В., Хушватова З.Э.</i> Влияние фосфора и его неорганических соединений на организм работающих	3	92
<i>Мидасов М.М.</i> О дополнительных факторах риска заболеваний сердечно-сосудистой системы	3	95
<i>Музафаров А.М., Саттаров Г., Кадиоров Ф., Камиллов Ж., Латышев В.Е.</i> Методы оценки техногенного влияния хвостохранилищ промышленных предприятий на окружающую среду	2	85
<i>Ниязматов Б.И.</i> Состояние профпатологической службы Республики Узбекистан и ее роль в системе охраны здоровья работающих	3	62
<i>Нуруллаев Б.М.</i> Основные принципы лечебно-реабилитационных мероприятий при вибрационной болезни от воздействия общей вибрации	3	83
<i>Умарова Н.У., Ташмухамедова М.К., Мавлямов А., Мухитдинов И.</i> Изучение динамики состояний профессиональных больных по АГМК, обследованных в клинике НИИ СГПЗ МЗ РУз	3	77
<i>Феофанов В.Н.</i> Разработка продолжительности сокращенного рабочего времени на работах с неблагоприятными условиями труда	3	67
<i>Шамансурова Х.Ш.</i> Гигиеническая оценка профессионального риска у работников золотодобывающей промышленности	3	81
<i>Швалев О.В., Колесова Е.Б.</i> Эколого-гигиенические проблемы предупреждения профессиональных и производственно-обусловленных заболеваний в северо-западном регионе Российской Федерации	3	69
<i>Шеметов П.А.</i> Оценка устойчивости бортов глубоких карьеров для обеспечения безопасности горных работ	4	41
<i>Юнусов Б.Х., Парсегова Л.Г.</i> Сфера труда и ВИЧ/СПИД в Узбекистане	4	46

КОНЧИЛИК ТАРИХИ / ИСТОРИЯ ГОРНОГО ДЕЛА

<i>Баталова И., Марченко В.</i> У истоков горного дела	1	88
<i>Беленко А.П., Лузановский А.Г.</i> Исторический путь к одному проценту всемирного золота – из карьера рудника «Мурунтау»	2	90
<i>Тошова М.Р.</i> Из истории добычи полезных ископаемых в Древнем Узбекистане	4	48



**Расценки на размещение рекламы
в научно-техническом и производственном журнале
"Горный вестник Узбекистана" в 2003 году**

*Цветная обложка, вкладка
Формат А4*

*Цветная обложка, вкладка
Формат 70x108 1/16*

800\$	450\$		
	250\$	150\$	
		80\$	

600\$	350\$		
	150\$	80\$	
		40\$	

*При условии размещения рекламы в нескольких номерах журнала
предоставляются следующие скидки:*

Объем и виды публикаций	Формат	Скидка, %
I. В основном номере журнала: - в двух номерах - в трех номерах - в четырех номерах - более чем в четырех номерах	A4, бумага лакированная 250 гр., дигитальная четырехцветная печать	10% 15% 20% 25%
II. В приложении к журналу: - в одном номере - в двух номерах	70x108 1/16 бумага лакированная 250 гр., дигитальная четырехцветная печать	- 10%
III. Одновременно в основном номере журнала и в приложении к журналу: - в четырех номерах - более чем в четырех номерах	A4, бумага лакированная 250 гр., дигитальная четырехцветная печать 70x108 1/16 бумага глянцевая 135 гр., дигитальная четырехцветная печать	25% 35%

При размещении рекламы заказчику предоставляется право бесплатной публикации статьи (объемом до 3-х журнальных страниц) по оборудованию и материалам, выпускаемым фирмой. Возможно также размещение информационных статей без рекламных страниц. Стоимость размещения статьи 200 долл. США за журнальную страницу.

Для резидентов Республики Узбекистан возможна оплата в суммах по курсу ЦБ РУз на день оплаты.

Контактный телефон: (436) 572-17-67, 572-10-03



2003

	Январь					Февраль				Март				
Пн		6	13	20	27	3	10	17	24	3	10	17	24	31
Вт		7	14	21	28	4	11	18	25	4	11	18	25	
Ср	1	8	15	22	29	5	12	19	26	5	12	19	26	
Чт	2	9	16	23	30	6	13	20	27	6	13	20	27	
Пт	3	10	17	24	31	7	14	21	28	7	14	21	28	
Сб	4	11	18	25	1	8	15	22	1	8	15	22	29	
Вс	5	12	19	26	2	9	16	23	2	9	16	23	30	

	Апрель					Май				Июнь				
Пн		7	14	21	28	5	12	19	26	2	9	16	23	30
Вт	1	8	15	22	29	6	13	20	27	3	10	17	24	
Ср	2	9	16	23	30	7	14	21	28	4	11	18	25	
Чт	3	10	17	24	1	8	15	22	29	5	12	19	26	
Пт	4	11	18	25	2	9	16	23	30	6	13	20	27	
Сб	5	12	19	26	3	10	17	24	31	7	14	21	28	
Вс	6	13	20	27	4	11	18	25	1	8	15	22	29	

	Июль					Август				Сентябрь				
Пн		7	14	21	28	4	11	18	25	1	8	15	22	29
Вт	1	8	15	22	29	5	12	19	26	2	9	16	23	30
Ср	2	9	16	23	30	6	13	20	27	3	10	17	24	
Чт	3	10	17	24	31	7	14	21	28	4	11	18	25	
Пт	4	11	18	25	1	8	15	22	29	5	12	19	26	
Сб	5	12	19	26	2	9	16	23	30	6	13	20	27	
Вс	6	13	20	27	3	10	17	24	31	7	14	21	28	

	Октябрь					Ноябрь				Декабрь				
Пн		6	13	20	27	3	10	17	24	1	8	15	22	29
Вт		7	14	21	28	4	11	18	25	2	9	16	23	30
Ср	1	8	15	22	29	5	12	19	26	3	10	17	24	31
Чт	2	9	16	23	30	6	13	20	27	4	11	18	25	
Пт	3	10	17	24	31	7	14	21	28	5	12	19	26	
Сб	4	11	18	25	1	8	15	22	29	6	13	20	27	
Вс	5	12	19	26	2	9	16	23	30	7	14	21	28	