© Л.Б. Хузина, М.С. Габдрахимов, 2006

УДК 622.24

Л.Б. Хузина, М.С. Габдрахимов

ОПТИМАЛЬНЫЕ ЧАСТОТЫ ДЛЯ ВИБРАЦИОННОГО БУРЕНИЯ

Семинар № 16

Одной из важных задач горной и нефтегазовой промышленности является создание оптимального, с точки зрения экономичности и надежности, режима бурения и разработка соответствующего технологического оборудования.

В настоящее время, широкое распространение получили бурение при помощи турбобуров, электробуров, роторное бурение. Отметим некоторые особенности бурения:

- осевая нагрузка на долото создается подачей колонны к забою. Между подачами, в частности, на горизонтальных участках осевая нагрузка сводится к нулю;
- не передаются обратные осевые вибрации долота, которые играют необходимую роль для снижения сил трения;
- осевое гидравлическое усилие формируется только промывочным узлом долота;
- не предусмотрено устройство для снижения пиковых осевых усилий на долото, уменьшающих его долговечность и коэффициент передачи мощности на забой.

На сегодняшний день создано большое количество гидроударных механизмов, способных создать необходимое осевое гидравлическое усилие на долото, отличающихся своими рабочими параметрами. Наиболее характерные из них: мощность удара, частота, энергия единичного удара, коэффициент полезного действия, свободный ход бойка. Определение оптимального диапазона параметров работы гидроударных механизмов является одной из актуальных задач разработки новых и совершенствования существующих конструкций.

Одним из определяющих параметров, на который ссылаются многие авторы и влияющим на работу гидроударных механизмов, является частота. Частотный диапазон достаточно велик, от 5 Гц до 4500 Гц. Заметим, что в работах Ф.Ф. Воскресенского и других высказывалось утверждение, что с повышением частоты скорость проходки должна увеличиваться. Нет определенного мнения по поводу максимального значения частоты, позволяющего получить большую скорость проходки.

На кафедре НПМО ОФ УГНТУ проводятся экспериментальные исследования оптимальных параметров гидроударных механизмов и моделей их рабочих элементов на лабораторном стенде. Проведение экспериментов в лабораторных условиях с применением моделей рабочих элементов вибраторов вызвано трудностями регулирования параметров забойных гидроударных механизмов непосредственно на забое скважины. Выбор моделей осуществлялся в результате декомпозиции гидроударного механизма по рабочим элементам и физическим процессам, с учетом детерминированных и стохастических критериев подобия, отражающих физическое подобие по функциям, конструктивным параметрам, используемым материалам, технологии изготовления и т.д.

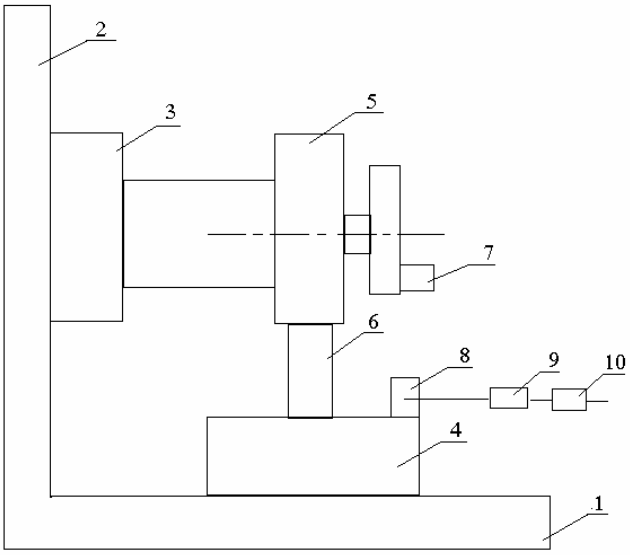


Рис. 1. Схема лабораторного стенда: *1* – стол; *2* – стойка; *3* – ползун; *4* –образец разбуриваемой породы; *5* – вибратор; *6* – индентор; *7* – нагрузочное устройство; *8* – вибродатчик; *9* – АЦП; *10* – электронный счетчик сигналов

Лабораторный стенд состоит из стола *1*, стойки *2,* ползуна *3*, образца разбуриваемой породы *4*, вибратора *5*, индентора *6*, нагрузочного устройства *7*. Для измерения параметров вибрации применялась измерительная система лабораторного стенда, представленная вибродатчиком *8*, аналого-цифровым преобразователем *9*, электронным счетчиком сигналов *10*.

Экспериментальные работы проводились путем воздействия вибратора на горную породу при статической и динамической нагрузке. В качестве образцов горной породы были выбраны гранит и мрамор, как породы, обладающие высокой категорией твердости. Индукционный вибропреобразователь (вибродатчик) преобразовывал механические колебания в электрические сигналы, пропорциональные виброскорости. При измерении амплитуды сигналы с вибродатчика через интегратор поступали на аналого-цифровой преобразователь (АЦП). Выходной сигнал АЦП подавался на вход электронного счетчика и фиксировался затем на цифровом индикаторе.

При проведении лабораторных испытаний контролировались следующие параметры: частота ударов, амплитуда динамической и статической нагрузки, глубина внедрения, время внедрения, величина мощности вибратора.

Экспериментальные значения являются случайными величинами и для обработки результатов применялись методы и законы теории погрешностей и математической статистики.

Проведенные лабораторные эксперименты показали, что при неизменном значении: величины нагрузки, времени воздействия, образца горной породы, частоты воздействии, ударно-вращательный режим бурения дает в несколько раз большую скорость внедрения, чем ударный, а при постоянных величинах: режима работы, образца породы, динамической нагруз-ке, времени воздействия, оказалось, что скорость внедрения растет с увеличением частоты воздействия. Но, начиная с частоты 145 Гц при ударном режиме, и 111 Гц при ударно-вращательном существенного при-роста скорости внедрения не наблюдалось.

На рис. 2, 3 приводятся диаграммы зависимости скорости внедрения индентора от частоты для гранита: при ударном режиме (рис. 2) и ударно-вращательном режиме (рис. 3). Точками обозначены экспериментальные значения, которые аппроксимировались при помощи полиномиальной линии тренда (показана сплошной линией). На диаграммах показано уравнение регрессии. Величина достоверно-

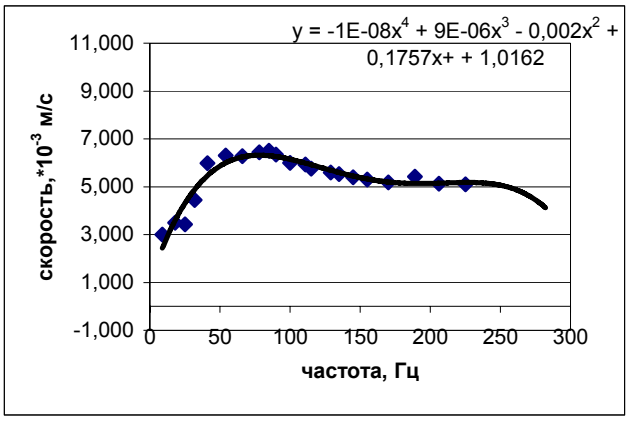


Рис. 2. Зависимость скорости внедрения индентора в гранит от частоты воздействия при ударно-вращательном режиме

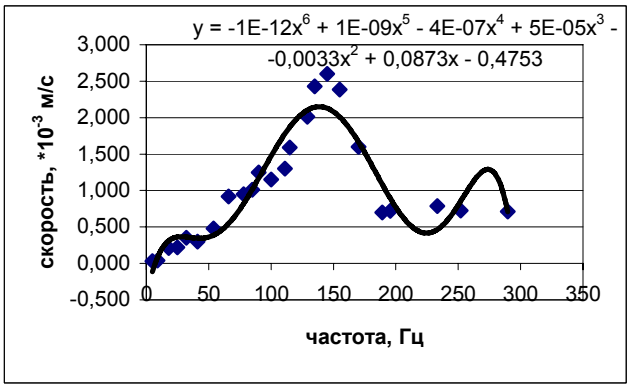


Рис. 3. Зависимость скорости внедрения индентора в гранит от частоты воздействия при ударном режиме

сти аппроксимации R^2 для первой зависимости (рис. 1) составила 0,8933, для второй зависимости (рис. 2) равна 0,9083.

Из приведенных графиков видно, что наиболее оптимальным является ударно-вращательный режим бурения с частотным диапазоном, ограниченным значением 100-200 Гц.

Исходя из результатов лабораторных экспериментов, был разработан гидроусилитель для вибрационного бурения скважин с частотным диапа-зоном, лежащим в области оптимальных частот.

Устройство для вибрационного бурения скважин состоит из корпуса, внутри которого в нижней части установлен шток при помощи ниппеля и шпонки. Для образования замкнутых гидравлических камер внутри корпуса установлены перегородки и поршни.

Герметизация штока и замкнутых камер осуществляется уплотнениями. Проходной канал поршня имеет прямоугольное сечение, в нем при помощи пальца установлен маятник. Верхний торец маятника выполнен в виде лопасти, нижний конец заодно с тарелкой. Замкнутые камеры, образованные перегородками и поршнями, соединяются с затрубным пространством отверстиями, шток имеет канал. Вибратор устанавливается над долотом.

Вибратор работает следующим образом. При восстановлении циркуляции за счет давления жидкости шток занимает нижнее положение и за счет гидравлических сил маятник начинает совершать колебания вокруг оси. При создании нагрузки на долото шток занимает верхнее положение, при этом тарелка при качании маятника начинает периодически закрывать канал штока, при этом создается гидравлическая нагрузка на шток с частотой качания маятника, эта нагрузка усиливается за счет наличия поршней. Величина и частота динамической нагрузки, создаваемая штоком регулируется выбором длины маятника, диаметров каналов поршней и штока, площадей поршней и штока.

Вибрационное воздействие на долото повышает эффективность разрушения забоя. В результате повышается механическая скорость бурения по сравнению с обычным вращательным бурением.

Предложенный вибратор прошел лабораторные и промысловые испытания, где показал свою работоспособность и эффективность, благодаря чему механическая скорость проходки увеличилась на 30 %.

При бурении наклонных и горизонтальных участков скважины благодаря этому устройству увеличивается передача бурильной колонне осевых вибраций, в результате чего силы трения колонны о стенки скважины снижаются, колонна быстрее перемещается к забою и создается необходимая проектная величина осевой нагрузки на долото.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Пат. 2239043 C1 RU, E 21 B 7/24. Устройство для вибрационного бурения скважин/Габдрахимов Н.М., Хузина Л.Б., Габдрахимов М.С. - № 2003135845/03; Заяв. 10.04.2003; Опубл. 27.10.2004, ил. 2., бюл. № 30

Коротко об авторах

Хузина Л.Б., Габдрахимов М.С. – Филиал Уфимского государственного нефтяного технического университета в г. Октябрьском.

ТАТАРСКИЙ НАУЧНО-ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ И ПРОЕКТНЫЙ ИНСТИТУТ НЕФТИ ОАО «ТАТНЕФТЬ»			
ЖИРКЕЕВ Александр Сергеевич	Совершенствование технологий и тампонажных составов для ремонтно-изоляционных работ в скважинах	25.00.17	к.т.н
СЕВЕРО-КАВКАЗСКИЙ ОРДЕНА ДРУЖБЫ НАРОДОВ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ			
КАРАЕВ Игорь Олегович	Разработка универсального программного комплекса формирования тарифов на природный газ региональной системы управления деятельностью газоснабжающих организаций	05.13.01	к.т.н

© В.И. Саитов, В.В. Чупров, 2006

УДК 621. 926. 4

В.И. Саитов, В.В. Чупров

КРИТЕРИИ ПОДОБИЯ ПРОЦЕССА ДРОБЛЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД НЕСВОБОДНЫМ УДАРОМ

Семинар № 16

В настоящее время до 85 % твердого минерального сырья извлекается из недр с помощью буровзрывных работ. Вместе с тем, опыт разработки скальных показывает, что даже при применении прогрессивных способов ведения буровзрывных работ не позволяет полностью исключить выход крупной фракции (негабаритов) [1].

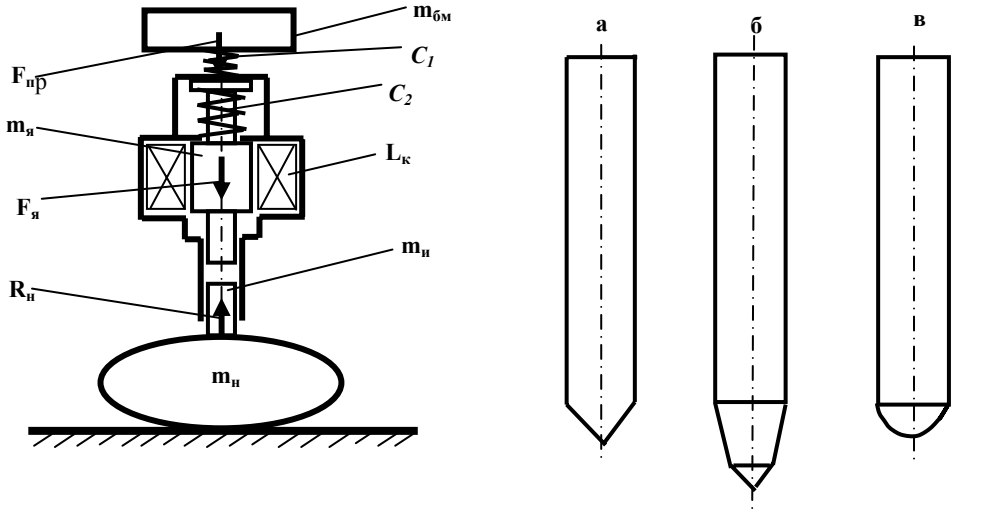
Размер, определяющий относится или нет отдельный кусок к классу негабаритов, зависит чаще всего или от вместимости ковша экскаватора, или от размера приемной щели головной дробилки крупного дробления установленной на предприятии. Процент выхода негабаритов от взорванной массы в зависимости от горно-геологических условий может изменяться от 2–3 до 15–20 процентов, при добыче штучного (например, облицовочного) камня выход негабаритных кусков может быть еще больше [2].

Дробление негабаритов до требуемых размеров может осуществляться либо с помощью взрыва (шпуровым способом или накладными зарядами), либо при помощи импульсной техники, использующей различные виды энергии: гравитационную, механическую (пневматические, гидравлические и гидропневматические молоты), электрическую и энергию взрыва.

По экономическим причинам взрывной способ дробления к настоящему времени практически вытеснен механическим ударным способом. Использование механического удара эффективно для разрушения материалов с явно выраженным хрупким характером разрушения. Именно хрупкое разрушение характерно для большинства типов горных пород.

Различного типа молоты производятся в широком диапазоне основных параметров по мощности от 1,5 до 60 кВт, с энергией единичного удара от нескольких десятков Дж до десяти и более кДж. КПД различного вида молотов изменяется также в широком диапазоне: от 0,25 до 0,9. Один из основных показателей совершенства и экономичности конструкции – удельная металлоемкость, т. е. отношение $m_{уд} = M/A_{уд}$ изменяется в диапазоне от 0,15 до 1.2 кг/Дж. [3]. Если учесть большое многообразие физико-механических свойств горных пород, различие размеров и формы отдельных кусков, то станет ясной сложность проблемы выбора типа и мощности ударного механизма для конкретных горнотехнических условий.

Для обоснованного выбора типоразмера ударного механизма необходимо установить взаимосвязь между физико-механическими свойствами разрушаемой породы, размерами куска и энергией единичного удара. На сегодняшний день не существует общепринятой теории разрушения горных пород ударом, поэтому остается экспериментальный путь исследования этого процесса. Проводить эксперименты в натурных условиях чрезвычайно трудно. К причинам, затрудняющим такие исследования, относятся: недоступность непосредственного наблюдения процесса взаимодействия материала с исполнительным органом невозможность в условиях производства изменять в широких пределах основные параметры процессов, невозможность управления физи-



Расчетная схема динамическая, формы рабочей части инструмента, а – долотчатая, б – конусная, в - сферическая

ко-механическими свойствами пород и руд и их нестабильность. В этих условиях наиболее приемлемым остается путь физического моделирования исследуемого процесса. Однако к настоящему времени, применительно к дроблению негабаритных кусков несвободным ударом недостаточно полно решены вопросы теории подобия и моделирования, в частности недостаточно полно определены условия, обеспечивающие подобие процессов, протекающих в моделях и в натуре. Это обстоятельство не позволяет обоснованно корреспондировать результаты исследований на моделях различного вида на натурные объекты. К настоящему времени накоплен обширный экспериментальный и теоретический материал, полученный в производственных и лабораторных условиях применительно к ударному процессу разрушения горных пород, так в работе [4] получена общая функциональная зависимость процесса ударного разрушения. На основе π – теоремы установлены критерии подобия во всех возможных формах записи их взаимосвязь и выявлены критерии, не оказывающие существенного влияния на подобие процесса разрушения. Все сказанное относится к процессу дробления свободным ударом, при котором дробление происходит под воздействием кинетической энергии самого куска, т. е. усилие дробление создается действием движущейся массы куска. При дроблении негабаритов с помощью импульсных устройств энергия дробления передается от машины к куску через инструмент (см. рисунок).

На рисунке обозначено: $m_{н,}$ $m_и$ – масса дробимого куска и инструмента, соответственно; $L_к$ – катушка индуктивностью L; C_2 C_1 – жесткости возвратной пружины и рабочего оборудования базовой машины; $m_{бм}$ – масса базовой машины; $F_я$ – усилие воздействия электромагнитного поля на подвижны якорь; $m_я$ – масса подвижного якоря; $R_н$ – реакция негабарита при ударе инструмента.

С учетом параметров, характеризующих ударный механизм, общий функционал процесса дробления негабарита, с учетом [4] можно представить в следующем виде

$$F(Э, C, E_д, V, \sigma, \eta, n, \gamma, \mu, k, D, \varepsilon, i, T, g, m_{н,} m_и, m_я) = 0,$$

где $Э$ – энергия, расходуемая на процесс разрушения, Дж; C – жесткость рабочего органа дробилки (или основания, на кото-

ром покоится разрушаемый кусок), Н/м; $E_д$ – модуль упругости дробимого материала, Па; V – скорость соударения, м/с; σ – прочностные характеристики, Па; η – коэффициент Пуассона дробимого материала; n – коэффициент упругопластических свойств породы; γ – плотность материала, кг/м^3; μ – коэффициент внешнего трения породы о сталь; k – коэффициент восстановления дробимого материала; D – линейные размеры куска, м; ε – относительная деформация куска; i – степень дробления; T – время, с; g – ускорение земного тяготения, м/с^2.

Анализ размерностей параметров входящих в приведенное уравнение показал, что из них можно составить семнадцать групп независимых параметров и, соответственно семнадцать форм записи критериев подобия, одна из которых для группы независимых параметров $E_д$, γ, D, имеет следующий вид:

$\pi_1 = ЭE^{-1}D^{-3}$; $\pi_2 = VE^{-0,5}\gamma^{0,5}$; $\pi_3 = DE^{-1}g$;

$\pi_4 = \sigma E^{-1}$; $\pi_5 = n$; $\pi_6 = I$; $\pi_7 = \eta$; $\pi_8 = \mu$;

$\pi_9 = k$; $\pi_{10} = \varepsilon$; $\pi_{11} = m_я(m_и)^{-1}$.

Обеспечение приведенных критериев подобия позволит обеспечить подобие процессов разрушения на модели и в натурных условиях, а также обеспечить возможность корреспондирования результатов экспериментов с моделей на реальные процессы.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Кутузов Б.Н.* Проблемы взрывного разрушения скальных пород в горной промышленности // Горный журнал. – 1997. - № 10. С. 31-33.

2. *Симкин Б.А., Кутузов Б.Н., Буткин В.Д.* Справочник по бурению на карьерах.- 2-е изд., перераб. и доп.- М.: Недра, 1990.- 224 с.

3. *Ушаков Л.С., Котылев Ю.Е., Кравченко В.А.* Гидравлические машины ударного действия. – М: Машиностроение, 2000. 416 с.

4. *Саитов В.И.* Критерии подобия процесса разрушения пород свободным ударом и их взаимосвязь//Известия вузов. Горный журнал. - 1989. - № 1. - С. 82-85.

Коротко об авторах

Саитов В.И., Чупров В.В. – УГГУ.

© В.В. Гончаров, 2006

УДК 622.73

В.В. Гончаров

ДЕЙСТВУЮЩИЕ СИЛЫ И МЕХАНИЗМ РАЗРУШЕНИЯ СИЛИКОМАРГАНЦА И ФЕРРОМАРГАНЦА В ЩЕКОВЫХ ДРОБИЛКАХ

В настоящее время на мировом рынке ферросплавов востребована и конкурентоспособна только фракционированная продукция, следствием чего является значительное увеличение загрузки дробильного оборудования в смену (сутки). Поэтому на Никопольском заводе ферросплавов (НЗФ) применительно к различным маркам ферросплавов (см. табл) выполняется большой объем таких работ.

Дробление происходит на щековых дробилках со сложным и простым движением щек – СМД-110, Kue-Ken, СМД-111. Рабочий орган – дробящая плита, изготовленная из марганцовистой стали 110Г13Л. Объем перерабатываемого материала одной дробилкой 450-500 т/сутки.

Физико-механические характеристики ферросплавов

Сплав	**$\sigma_в$, Мпа**	**$H_в$, кг/мм^2**	**Абразивность, г/т**
ФМн	75,2	1520	500
СМн	107,2	1170	300

При выполнении планового задания, а тем более при увеличении объема производства или проведении ППР одной из дробилок, возрастает коэффициент использования дробилок. Интенсификация работы дробилок приводит к быстрому износу их рабочих органов (дробящих плит), и как следствие - к выходу последних из оптимального рабочего профиля и понижению эффективности дробильного парка завода.

Одним из путей повышения эффективности дробилок является выбор оптимального профиля рифлений дробящих плит применительно к перерабатываемому материалу и соответствующего механизма разрушения данного материала.

Анализируя результаты экспериментов, проведенных различными исследователями [1], можно допустить, что при работе дробилки нагрузки по дробящей плите распределяются близко к равномерному, а равнодействующая нагрузок условно может быть приближена к середине дробящей плиты и направлена перпендикулярно к ней.

Рассмотрим взаимодействие дробящих элементов плиты с куском материала (рис. 1).

При приложении внешних сил, направленных по нормали вдоль оси Z, за счёт деформации разрушающих элементов и дробимого материала, первоначально точечное касание их переходит в соприкосновение по некоторой площадке (поверхности давления или контакта) [2]. Деформирование поверхностей может быть достаточно точно описано, если известны закон распределения нагрузки на поверхности контакта, форма и площадь поверхности соприкосновения, а также сближение тел (сближение точек, достаточно удаленных в направлении оси Z от поверхности соприкосновения).

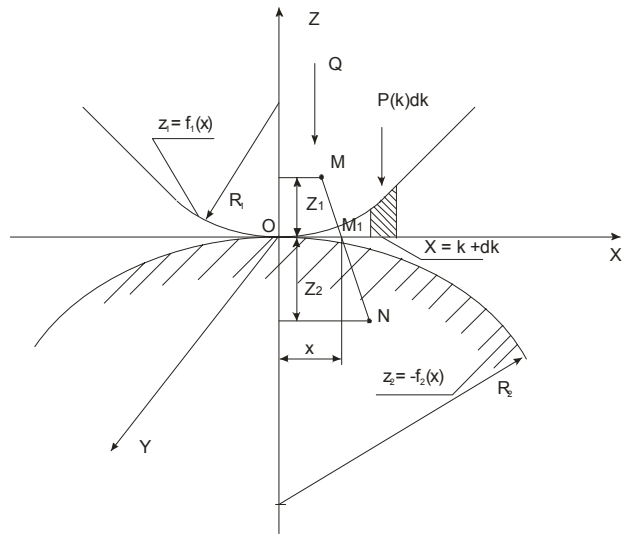


Рис. 1. Схема нагружения

При нагружении дробящая плита (инструмент) приобретает поступательное перемещение в направлении оси Z. Для некоторой точки M, выбранной вблизи зоны контакта, в общем случае будут иметь место следующие перемещения: δ_1 — сближение (перемещение недеформированной части инструмента за счёт деформации зоны контакта) w_1, и u_2 — упругие перемещения в направлении осей X и Z. Аналогично для точки N будет: δ_2, w_2 и u_2. Если точки M и N после деформации дробящего элемента и поверхности куска дробимого материала совпадут в точке M_1 с абсциссой X, то для ординаты этой точки можно записать: с одной стороны $f_1(x \mp u_1) \pm w_1 - \delta_1$ и с другой стороны (со стороны материала) — $f_2(x \pm u_2) \mp w_2 + \delta_2$, т.е. в рассматриваемом $f_1(x \mp u_1) \pm w_1 - \delta_1 = -f_2(x \pm u_2) \mp w_2 + \delta_2$. (1)

Для вывода основного расчётного уравнения рассмотрим условную полуплоскость, нагруженную нормальным давлением P. Решение такой задачи хорошо известно [3,4], например, перемещение упругой полуплоскости с абсциссой X в направлении оси Z при приложении силы Q в точке $x = k$ С.П.Тимошенко получено в следующем виде

$$W = -Q\,\theta\,\ln\frac{1}{n} + \text{const}, \quad (2)$$

где n — расстояние между точками X и K, $n = |k-x|$; θ — коэффициент эластичности, характеризующий упругие свойства соприкасающихся поверхностей, $\theta = \frac{2}{\pi E}(1-\mu^2)$; E — модуль упругости; μ — коэффициент Пуассона.

Решение задачи для силы P(k)dk, приложенной к границе упругой полуплоскости в точке $x = k$, получено в виде

$$\int_F P(k)\ln\frac{1}{|k-x|}\,dk = f(x);\ f(x) = C - Ax^2, \quad (3)$$

где C – константа; $\frac{1}{R_1} + \frac{1}{R_2} = \overline{R}$.

Уравнение перемещений (3) - основное интегральное уравнение относительно неизвестного закона распределения давления P по площадке контакта F.

Решение интегрального уравнения для рассматриваемого случая соприкасающихся поверхностей, приняв площадь контакта F ограниченной некоторым участком по оси X (-a<x<a), будет

$$P(x) = \frac{Q + Aa^2 - 2Ax^2}{\pi\sqrt{a^2 - x^2}},$$

$$\text{при } \theta_1 + \theta_2 = \eta, \quad (4)$$

где a – полуширина площадки контакта; x – текущая координата; Q — нагрузка, приложенная к дробящему элементу и связанная с давлением по площади контакта 2a соотношением $Q = \int_{-a}^{a} P(x)dx$, [кг/см]; θ_1 и θ_2 модули эластично-

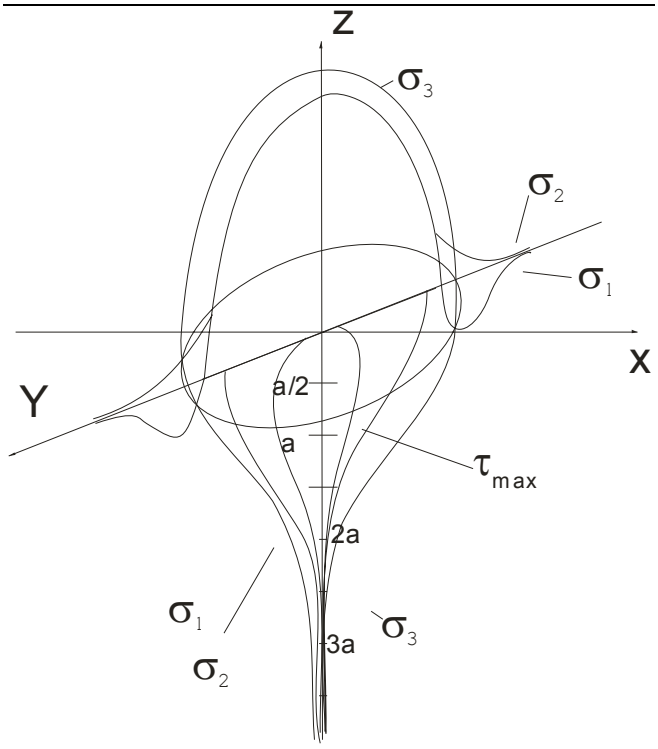


Рис. 2. Эпюра распределения напряжений

сти соответственно для плиты и дробимого материала.

Полученная зависимость (4) полностью характеризует контактную напряжённость куска дробимого материала (плоская задача) при наличии начального соприкосновения рифления плиты с кусками в точке. Полученное выражение позволяет производить оценку напряжённого состояния дробимого материала, прочности дробящих элементов плит и определять значение действующих контактных напряжений $\sigma_к$ [5].

Анализ распределения напряжений по зоне контакта.

Во время контакта инструмента с дробимым материалом все точки контактируемой поверхности внутри и вблизи контакта перемещаются к центру. Поэтому материал и разрушающие элементы в зоне контакта находятся в состоянии всестороннего сжатия с максимальным давлением в центре площадки контакта (см. рис. 2)

По сечению вдоль горизонтальной оси сжимающие главные напряжения $\sigma_1,\sigma_2,\sigma_3$ (рис. 2) имеют максимальные значения в центре зоны контакта $(\sigma_1 = \sigma_2 \approx 0{,}8P_0; \sigma_3 = P_0)$ и непрерывно убывают при подходе к границе площадки. Причём σ_3 на границе зоны контакта уменьшается до нуля. Напряжение σ_1 (оно направлено вдоль радиуса) на участке примерно x=0,95a меняет знак на противоположный, достигая на границе площадки значения $\sigma_1 \approx 0{,}20\ P_0$. За пределами площадки это напряжение сохраняет положительный знак и по мере удаления от границы площадки постепенно уменьшается до нуля. Напряжение σ_2 (характеризует напряжение по главной площадке к радиусу, проведённому из центра зоны контакта), подобно σ_1 уменьшается к границе площадки, где $\sigma_2 \approx 0{,}18\,P_0$. В отличие от σ_1, σ_2 не меняет знака и остаётся всё время отрицательным. Это напряжение распространяется и за пределы площадки, асимптотически приближаясь к нулю.

Таким образом, на границе площадки и за её пределами $\sigma_1 \approx -\sigma_2$ при σ_3=0, т.е. имеет место плоская задача с двухосным напряжённым состоянием (чистый сдвиг). Наиболее напряжённым является участок контактирующей поверхности, расположенный в центре зоны контакта, где (при μ =0,3) $\sigma_1 = \sigma_2 = -0{,}8P_0$ и $\sigma_3 = -P_0$.

По сечению вдоль вертикальной оси Z напряжения σ_1 и σ_2 имеют максималь-

ные значения на поверхности контакта и равны $\sigma_1 = \sigma_2 \approx 0{,}8\ P_0$. При проходе вдоль сечения эти напряжения довольно интенсивно убывают и на расстоянии равном z>2a приближаются к нулю (σ_1 и $\sigma_z \to 0$). Напряжение σ_3 имеет максимум на поверхности контакта $\sigma_3 = \sigma_{max} = P_0$. Изменение значений σ_3 вглубь соприкасающихся поверхностей отличное от остальных главных напряжений. Вначале σ_3 уменьшается медленно, затем, начиная примерно z=0,5a, σ_3 резко падает и на глубине $z \approx 3a$ приближается к нулю.

Максимальные касательные напряжения $\tau_{max} = \frac{\sigma_3 - \sigma_1}{2}$ по сечению вдоль оси Z изменяются от $\tau \approx (0{,}1 \div 0{,}2)P_0$ на поверхности контакта и достигают максимального значения на глубине z≈0,5a, где $\tau_{max} = (0{,}30 \div 0{,}35)P_0$. При дальнейшем увеличении расстояния от поверхности контакта τ резко снижается и начиная с z >2a стремится к нулю. В случае контакта в виде полосы в $\tau_{max} \approx 0{,}3\ P_0$ на глубине z =0,9b.

Механизм разрушения ферросплавов в щековых дробилках.

Разрушение куска ферросплавов дробящими элементами в виде полусферической (сферической) поверхности будет следующим. В начальный период нагружения происходит упругая деформация в зоне контакта, затем в месте их соприкосновения образуется небольшая вмятина (деформации сжатия, вызывающие микроразрушения дробимого материала). Разрушение начинается при сравнительно небольших нагрузках (10-40 % от нагрузки, необходимой для осуществления полного раскола деформируемого объема ферросплавов). С увеличением нагрузки до 30-50 % от разрушающей формируются кольцевые трещины, распространяющиеся концентрическими окружностями вокруг зоны контакта, и сопровождающиеся выдавливанием породы по этим трещинам и хрупким сколом (растяжение). Одновременно начинает формироваться ядро всестороннего сжатия. При увеличении нагрузки появляются конические трещины, распространяющиеся вглубь дробимого куска от поверхности контакта с дробящими элементами щек дробилки (растяжение). Эти трещины разделяют нагруженный материал на два конуса (внутренний и наружный). Ядро всестороннего сжатия (предразрушения) полностью вписывается во внутренний конус. Дальнейшее увеличение нагрузки до 60-80 % вызывает рост площадки контакта, зарождение и распространение новых кольцевых трещин, хрупкое разрушение ферросплавов в ядре предразрушения (материал в объеме всестороннего сжатия истирается в порошок). По мере дальнейшего нагружения внутренний конус и ядро предразрушения увеличиваются в объеме, испытывая всестороннее сжатие. Происходит интенсивное трещинообразование (сжатие). Конус и ядро, выполняющие роль клина, разрывают наружный конус (растяжение), происходит разрушение куска. Оно сопровождается взрывообразным разлетом отколовшихся частиц. Нагрузка, необходимая на разрушение внешнего конуса (разрушение деформированного объема дробимого материала), примерно в 20 раз меньше, чем нагрузка, приложенная к разрушаемому куску, т.е. до 80 % всей нагрузки расходуется на подготовку к разрушению внешнего конуса, формирование ядра предразрушения (ядра всестороннего сжатия) и развитие внутреннего конуса.

Рассмотренный механизм разрушения ферросплавов (упруго-хрупких материалов) и пород происходит по схеме «сжатие- растяжение- сжатие- растяжение» (С-Р-С-Р).

Общий механизм разрушения (как и большинства горных пород) при действии на них дробящих элементов сводится к следующему постадийному процессу, включающему:

- упругое деформирование куска ферросплавов и породоразрушающих элементов плит в зоне их соприкосновения;

- микроразрушение куска под контактом зоны действия внешних сил;

- зарождение кольцевых трещин (трещин отрыва), их развитие и хрупкое отделение небольших объемов нагруженного объема дробимого материала;

- формирование ядра предразруше-ния (всестороннего сжатия) и возникно-вение конических трещин;

- разрушение ферросплавов в ядре, развитие конических трещин и образование двух конусов под контактной площадкой (внутреннего и наружного);

- расширение внутреннего конуса и ядра предразрушения с образованием системы трещин как во внутреннем, так и наружном конусах;

- взрывообразное разрушение наружного конуса (разрушение куска дробимого материала) с разлетом отколовшихся частиц;

- хрупкое разрушение внутреннего конуса и ядра предразрушения.

Изложенный механизм разрушения относится к нагрузкам, существенно превышающим предел прочности дробимых материалов. В противном случае развитие процесса разрушения ферросплавов останавливается на одной из разобранных ступеней в зависимости от действующих нагрузок.

Приведенные схемы разрушения и действующие силы позволяют провести анализ напряженно-деформиро-ванного состояния дробимого материала и рифлений плиты в зоне их контакта и выбор профиля рифления (разрушающего инструмента) более эффективно разрушающего дробимый материал, кроме того, - оптимальный профиль рифления по его износо-стойкости.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Клушанский Б.В., Косарев А.И., Муйземнек Ю.А.* Дробилки. Конструкция, расчет, особенности эксплуатации. – М.: ”Машиностроение”, 1990. – 320с.

2. *Блохин В.С.* Теория процесса разрушения горных пород: Учебное пособие. – Хабаровск, 1989. – 186с.

3. *Тимошенко С.П., Гудьер Д.* Теория упругости. – М.: Наука, 1975. – 576с.

4. *Галин Л.А.* Контактные задачи теории упругости и вязкоупругости.- М.: Наука, 1980.-304 с..

5. *Блохин В.С., Малич Н.Г., Гончаров В.В.* Дробилки. Расчет и обоснование основных конструктивных и технологических параметров. Часть 1. –Днепропетровск, НМетАУ, 2003. - 82 с

Коротко об авторах

Гончаров В.В. – аспирант, Национальная металлургическая академия Украины, г. Днепропетровск.