© И.К. Егоров, К.И. Егорова, 2007

УДК 622.23.05

И.К. Егоров, К.И. Егорова

ПРОЕКТИРОВАНИЕ И КОНСТРУИРОВАНИЕ ПОДЗЕМНОГО КОЛЕСНОГО СКРЕПЕРА

Семинар № 19

В настоящее время все горнодобывающие предприятия Юго-Западного промышленного куста Якутии перешли и переходят на подземную разработку месторождений. Подземные рудники значительно улучшили экологическую обстановку в районе и республики Саха в целом. Из них наиболее прогрессивным является рудник «Интернациональный», где подземная разработка кимберлитовых руд ведется горными комбайнами. Комбайновая система разработки является кристаллосберегающей и безопасной по сравнению с буровзрывной. Расчет производительности зарубежных комбайнов типа Альпина Майер представлен в работе [1]. Практический интерес представляет расчет добычного комплекса [2]: комбайна М-105 и самоходного вагона 5ВС-15. Этот вагон хорошо вписывался в принятый цикл проходки:

$V_{цикл} = B \cdot H \cdot d = 4{,}5 \cdot 5 \cdot 0{,}3 = 6{,}75$ м^3,

что меньше емкости вагона

$V_{шсв} = 9$ м^3.

где B = 4,5 м, ширина очистной выработки; H = 5 м, высота очистной выработки; d = 0,3 м, толщина отбиваемого слоя за 1 цикл

В этом случае при отсутствии самоходного вагона, согласно планограммы работ машинисты комбайна проводят осмотр комбайна, производят замену быстросъемных деталей и резцов. При длительном отсутствии вагона (внеплановый простой из-за отказа) машинисты приступают к установке анкерной крепи, актировке или заготовительным работам для последующей заливке очистной выработки гидравлической закладкой.

В алмазодобывающей промышленности самоходные вагоны нашли бы основное применение не только при разработке мощных вертикальных рудных тел, где высота очистных выработок достигает 5 м, но и при разработке горизонтальных россыпных месторождений мощностью до 4 м., средней длине откатки 100–150 м, максимальной длине 200–300 м [3]. Вагоны разгружаются в рудоспуски, из которых руда через люки направляется на локомотивную откатку, а затем скиповым подъемом она выдается на дневную поверхность.

1. Время погрузки ($T_п$) самоходного вагона зависит от технической производительности комбайна ($Q_т$) и крепости пород (f):

$Q_{1т} = 10$ м^2 в мин. при $f_1 = 2$

$Q_{2т} = 1{,}0$ м^3 в мин при $f_2 = 6$

$Q_{3т} = 0{,}25$ м^3 в мин при $f_3 = 10$.

$T_{п1} = (60 \cdot V_{шсв} \cdot K_н \cdot K_р \cdot K_м) / Q_{1т} =$
$= (60 \cdot 9{,}0 \cdot 0{,}95 \cdot 1{,}1 \cdot 1{,}25)/10 = 60$ с.

$T_{п2} = (60 \cdot V_{шсв} \cdot K_н \cdot K_р \cdot K_м) / Q_{2т} =$
$= (60 \cdot 9{,}0 \cdot 0{,}95 \cdot 1{,}1 \cdot 1{,}25)/1{,}0 =$
$= 600$ с.

$T_{п3} = (60 \cdot V_{шсв} \cdot K_н \cdot K_р \cdot K_м) / Q_{3т} =$
$= (60 \cdot 9{,}0 \cdot 0{,}95 \cdot 1{,}1 \cdot 1{,}25) / 0{,}25 =$
$= 2821{,}5$ с.

где $K_н = 0{,}95$ –коэффициент наполнения кузова; $K_р = 1{,}1$- коэффициент учета ре-

монтов и техобслуживания; $К_м$ = 1,25- коэффициент маневров во время погрузки.

2. Время движения ШСВ остается постоянным, например при L макс.= =0,2 км.

$Т_{дв.}$= 3600·L $_{макс}$(1/$V_{гр}$ + 1/$V_{пор}$)·К $_{дв}$ = =3600· 0,2(1/8,5 +1/10)1,35 =210 с.

где $V_{гр}$=8,5 км/ч и $V_{пор}$=10 км/ч - скорости груженого и порожнего вагона; К $_{дв}$=1,35 – коэффициент, учитывающий разгон, замедление, снижение скорости самоходного вагона.

3. Время оборота ШСВ будет, изменятся в зависимости от времени погрузки комбайном, т.е. в зависимости от технической производительности комбайна и от крепости кимберлитовых руд;

$Т_{1об}$ = $Т_{дв}$ + Т $_{п1}$ + $Т_р$ = 60 + 210 + +25 = 300 с. или 5 мин.

$Т_{2об}$ = Т $_{дв}$ + $Т_{п2}$ + $Т_р$ = 600 + 210 + +25 = 840 с. или 14 мин.

$Т_{3об}$= Т $_{д.}$ + $Т_{п3}$ + $Т_р$ = 6000 +210 + +25 = 3035,5 с. или 50,7 мин.

4. Определяем (N) число самоходных вагонов на один комбайн;

$N_{1\ вагонов}$ = $Т_1$ об./ Т $_{п\ 1}$ = 360/60 = =6,0 вагонов

N $_{2вагонов}$ = $Т_2$ об/ Т $_{п\ 2}$ = 1000/600 = =1, 66 вагонов ≈ 2 вагона

N $_{3вагонов}$ =$Т_3$ об./ Т $_{п\ 3}$ =
=3035/2821,5= 1,0 вагон.

5. Возможная производительность добычного комплекса ($Q_р$) состоящего из одного комбайна типа АМ – 105 и двух самоходных вагонов 5ВС - 15;

$Q_р$ = Nв · (3600 · $V_{ШСВ}$ · $К_{нв}$ $Т_{см}$)/$Т_{об}$ =
=2(3600· 9· 0,95· 6)/1000 = 369,36 $м^3$/см.

6. На практике данная производительность не была достигнута из-за низкой надежности и не эффективной эксплуатации ШСВ, который из-за не благоприятных условий оказался не работоспособным. Основные узлы вагона: рама, скребковый конвейер, ходовая часть, кузов преждевременно выходят из строя из-за коэффициента перегрузки, т. к. вагон не был предназначен для транспортировки тяжелых скальных пород. Электрооборудование выходит из строя из-за окисления сероводородом, и другими вредными веществами, негативно влияющими на все узлы ШСВ.

К $_{пер}$ = $G_{ким}$ / $G_{доп}$ = 3,5/2,0 =1,7

где $G_{ким}$=3,5 т/$м^3$- масса кимберлитовой руды; $G_{доп}$= 2,0 т/$м^3$ - допустимая для вагона масса руды.

Самоходные вагоны на подземных горных работах себя не оправдали. Поэтому руководство ЗАО «Алроса» решило от них отказаться и перейти на погрузочно-доставочные машины. В настоящее время на руднике “Интернациональный” погрузка и доставка руды от комбайнов (АМ-75; АМ-85;АМ-105) до рудоспусков осуществляется погрузочно-доставочными машинами типа “EST-6”(Швеция), “TORO-500E” (Финляндия), “TORO-400E” (Финляндия). Из этого следует, что производительность и эффективность комбайнов зависит не только от крепости пород, но и производительности погрузодоставочных машин.

В период погрузки ковша машинист ПДМ отключает двигатель для уменьшения выхлопных газов в тупиковом забое (рис. 1).

Чтобы обеспечить непрерывность процесса добычи руды, необходимо держать под погрузкой у комбайна, как минимум две погрузодоставочные машины, а по мере увеличения длины доставки три ПДМ. Очевидно, что с увеличением числа погрузодоставочных машин на обслуживание одного комбайна возрастает опасность ведения подземных горных работ. Кроме того, если это дизельная ПДМ, возрастает и загазованность горных выработок (особенно ту-

Рис. 1. Эксплуатация комбайна АМ-105 в ком-плексе с ПДМ EST-6

пиковых), также увеличиваются экономические затраты,
так как только одна импортная погрузодоставочная машина стоит около 1,5 млн. дол, включая затраты на ее содержание, ремонт, техническое обслуживание, и расходы на горючесмазочные материалы.

Для того чтобы обеспечить непрерывность работы комбайна и в тоже время сохранить минимальное число погрузодоставочных машин, была предложена бункерная и контейнерная доставка[1] рудной массы от комбайнов к рудоспускам, позволяющей иметь только одну ПДМ.

В условиях многолетнемерзлых россыпей показали высокую надежность, работоспособность, не восприятие сурового климата, вредных веществ и экономичность скреперные установки типа 55 ЛС-2С, 75 ЛС-2С, 100 ЛС-2С при работе с ковшами емкостью 1,5…4,0 м^3. Их недостаток волочение груза по почве выработки. Подземные колесные скреперы не имеют этот недостаток.

Экономический эффект можно достичь освободившись от опасных и дорогостоящих машин за счет конструирования, проектирования и внедрения подземного колесного скрепера (ПКС) (рис. 2).

Предполагаемый нами подземный колесный скрепер является транспортным устройством, циклического действия. Он предназначен для транспортирования руды (породы) различной крупности – 100-120 мм, отбиваемой комбайном, в этих кусках руды сохраняются кристаллы алмазов.

Он имеет небольшой объем кузова 4 м^3, не имеет перегружающего устройства, и является саморазгружающимся с канатной тягой, имеет привод скреперной установки. Поэтому имеет достоинства скреперной установки и простоты устройства;

- надежность работы;
- легкость перемещения с одного места на другое, т.е. простота монтажа и демонтажа;
- незначительные расходы на ремонт;
- невысокая стоимость оборудования.

Основные недостатки:

- значительный износ каната;
- снижение производительности с увеличением длинны доставки.

Эффективность скреперной доставки зависит от мощности лебедки, длины доставки и от организации работ, метода разгрузки скреперного ковша.

Метод разгрузки скреперного ковша на эстакаде под углом 45° (рис. 2), позволяет открыть магнитные защелки борта ковша и разгрузиться под действием силы тяжести выгружаемых пород (схема 2 на рис. 2).

Если вмещающие породы слабые, представлены каменной солью то

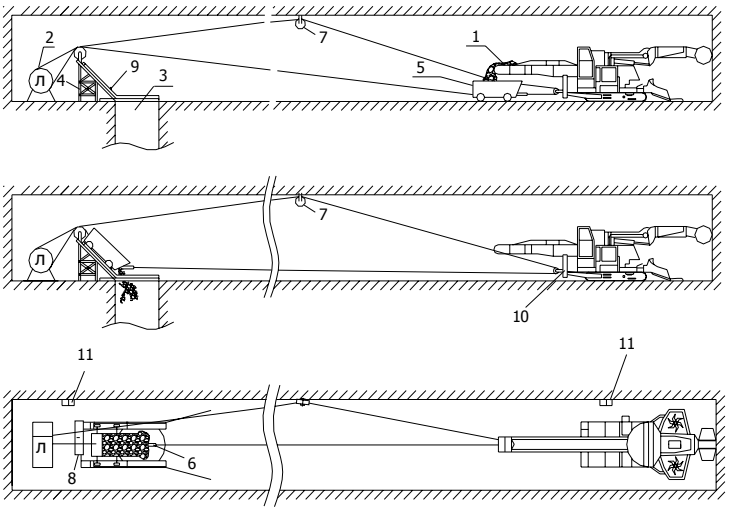


Рис. 2. Схема доставки руды ПКС: *1* – комбайн; *2* – лебедка; *3* – рудоспуск; *4* – эстакада; *5* – скреперный ковш; *6* – защитная труба для троса; *7* – отклоняющий шкив; *8* – отклоняющий барабан; *9* – замки; *10* - буфер; *11* – световая и звуковая сигнализация

комбайн легко проходит наклонные съезды к рудоспускам, установленным вокруг трубки. При развороте на 180° скреперный ковш разгружается вниз, в рудоспуск, как описано выше.

На горизонтальной плоскости ПКС разгружается как прицепной скрепер [4] для открытых горных работ, а руда выталкивается из скреперного ковша с помощью гидроцилиндров или канатов лебедки.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Егоров И.К.* Определение производительности зарубежных комбайнов на рудниках в зоне многолетней мерзлоты// Горный информ.- аналит. Бюллетень - М.: изд-во МГГУ, 2004, №9.

2. *Тихонов Н.В.* Транспортные машины горнорудных предприятий. М.: Недра,1985.

3. *Пухов Ю.С.* Рудничный транспорт. – М.: Недра, 1991.

4. *Раннев А.В.* Устройство и эксплуатация дорожно- строительных машин. – М.: Издательский центр «Академия», 2003. – С. 119.

ГИАБ

Коротко об авторах

Егоров И.К. – Якутский государственный университет,
Егорова К.И. – МГТУ им. Н.Э. Баумана.

© А.С. Выскребенец, 2007

УДК 621.3.035.21

А.С. Выскребенец

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ РАБОТЫ ДРОБИЛЬНО-ИЗМЕЛЬЧИТЕЛЬНОГО ОБОРУДОВАНИЯ ПРИ ПОЛУЧЕНИИ ЗЕРНОВЫХ ФРАКЦИЙ УГЛЕРОДИСТЫХ МАТЕРИАЛОВ

Семинар № 19

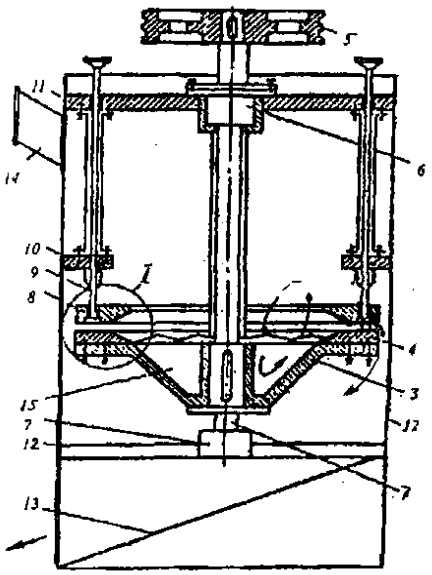
Центробежная мельница (а.с. № 1169733), разработанная в СКГМИ, предназначена для подготовки зерновых фракций минерального сырья, кокса, известняка и других материалов, используемых при подготовке шихты.

В центробежной мельнице [1] возможно получение продукта широкого фракционного состава с возможностью изменения крупности продукта и соотношения фракций. Это обстоятельство особенно важно при подготовке шихты в электродной промышленности. Получение широкого фрак-ционного состава продукта стало возможным благодаря сочетанию процессов дробления и динамического самоизмельчения.

Центробежная мельница (рисунок) состоит из вертикально расположенного цилиндрического корпуса *7* с соосно установленным в нем валом *2,* на котором закреплен чашеобразный ротор *3* со съемным кольцом *4.* В верхней части вала крепится шкив *5* клиноременной передачи. Вал *2* ротора установлен в подшипниковые опоры верхнюю *6* и нижнюю 7. Регулировочное кольцо *8* установлено на трех винтовых домкратах *9,* которые крепятся к корпусу *2* посредством кронштейнов *10.* Домкраты 9 установлены по периметру корпуса через 120^0. Верхняя подшипниковая опора *6* опирается на траверсу 11, нижняя подшипниковая опора *7* - на траверсу 12 . В нижней части корпуса 7 имеется разгрузочный лоток *13,* в верхней части - загрузочный патрубок *14.* Чаша ротора имеет форму перевернутого по-лого усеченного конуса, внутри которого равномерно установлены шесть вертикальных радиальных ребер *15.*

Съемное кольцо *4* сопряжено с рабочей поверхностью ротора *3* наклонной волнообразной поверхностью в окружном направлении. Конусность нижней сопрягающей поверхности съемного кольца совпадает с конусностью чаши ротора, при этом конусность верхней сопрягаемой поверхности съемного кольца больше конусности нижней сопрягающей поверхности. Регулировочное кольцо *8* со стороны кольцевой полости выполнено в виде обратного конуса. Таким образом, оба кольца (регулировочное и съемное) в окружном направлении образуют ряд полостей дробления *16* и полостей выгрузки *17,* которые заканчиваются в радиальном направлении разгрузочной щелью *18.*

Исходный материал равномерно подается через загрузочный патрубок *14.* Для работы мельницы в оптимальных режимах над чашей *3* необходимо иметь слой материала, который создает давление над чашей 6-7 кПа. При вращении ротора материал разгоняется радиальными ребрами *15* до скорости 10-15 м/с и выбрасывается



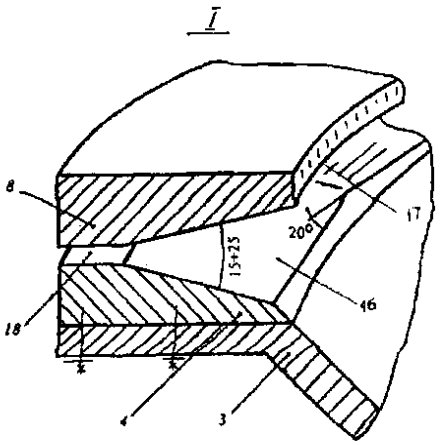


Схема центробежной мельницы

из чаши в активную зону самоизмельчения, которая находится над чашей. Частицы материала, которые соизмеримы с размером калибровочной разгрузочной щели, под действием центробежной силы выбрасываются из мельницы и попадают на разгрузочный лоток *13.* Крупные частицы материала возвращаются в чашу *3,* и цикл повторяется.

Окатанные частицы материала, которые неэффективно измельчаются в активной зоне самоизмельчения, под действием центробежной силы попадают в полости дробления *16,* нахо-дящиеся между съемным кольцом *4* и регулировочным кольцом *8.* После дробления в полостях *16* материал переходит в полости 17, а затем под действием центробежной силы - в калибровочную разгрузочную щель *18.* Угол между съемным и регулировочным кольцами должен быть в пределах 15-25°. При таком значении угла происходит эффективный захват окатанных кусков материала и их дробление в полостях *16* благодаря волнообразной поверхности кольца *4.* Значение угла зависит от коэффициента трения материала о поверхность полостей. При малых значениях коэффициента трения минимальный угол составляет 15°, а при больших значениях указанного коэффициента максимальный угол - 25°. С увеличением угла возрастает объем полостей *16,* следовательно, большее количество окатанных кусков «критических размеров» может быть разрушено.

В месте сопряжения наклонной волнообразной поверхности съемного кольца с рабочей поверхностью чаши угол равен 20°. Его значение постепенно уменьшается и в месте перехода волнообразной поверхности в калибровочную разгрузочную щель *18* равно 0.

В случае изменения крупности измельченного материала следует изменять (уменьшить или увеличить) размер калибровочной разгрузочной щели *18* с помощью винтовых домкратов *9,* которые определяют местоположение регулировочного кольца *8* над съемным кольцом *4.*

Привод мельницы представлен асинхронным двигателем и клиноременной передачей.

Гранулометрический состав продукта измельчения зависит от величины зазора между кольцами *8* и *4*. Наличие параллельной зоны разгрузочной щели позволяет калибровать продукт по максимальному размеру.

Мощность на валу центробежной мельницы, по аналогии с мельницей динамического самоизмельчения [2] расходуется на преодоление сил трения в подшипниковых опорах, на сообщение материалу, находящемуся в роторе вращательного движения, на преодоление сил трения между слоями материала, находящегося в чаше ротора и расположенного над ней, на разрушение материала в полостях дробления. Мощность, необходимую для разрушения материала в полостях *16*, предлагается определить через работу на дробление.

$$A = \frac{\sigma^2 V}{2E}$$

где σ, E - предел прочности и модуль упругости разрушаемого материала; V - объем дробимого материала в кольцевом зазоре за 1 оборот.

Количество полостей дробления по периметру ротора

$$K = \frac{\pi D_p}{D - d} \cdot \mathrm{tg}\,\alpha ,$$

где D_p - диаметр ротора; D, d - максимальное и минимальное расстояние между съемным и регулировочным кольцами; α - угол захвата.

Объем дробимого материала в кольцевом зазоре за 1 оборот ротора

$$V = \frac{\pi \cdot D_p \cdot \mathrm{tg}\,\alpha}{6} \cdot \frac{D^3 - d^3}{D - d} .$$

Работа на разрушение материала в полостях дробления

$$A = \frac{\pi^2 \cdot D_p \cdot \sigma^2 \cdot \mathrm{tg}\,\alpha}{12E} \cdot \frac{D^3 - d^3}{D - d} .$$

Мощность на разрушение материала в полостях дробления

$$N = \frac{\pi^2 \cdot D_p \cdot \sigma^2 \cdot \mathrm{tg}\,\alpha \cdot n}{12E} \cdot \frac{D^3 - d^3}{D - d} .$$

где n - частота вращения ротора.

Общий крутящий момент на валу ротора определен по полному факторному эксперименту

$$M = \frac{3{,}03 \cdot v^{0{,}52} \cdot P^{0{,}35 + 0{,}47 \ln K}}{K^{2{,}2}} \cdot K_Д \text{, н·м}$$

где v – окружная скорость чаши; P – давление столба материала над чашей; K – коэффициент внутреннего трения; $K_Д$ – масштабный коэффициент, при переходе от одного типоразмера мельницы к другому.

На производительность установки влияют такие факторы как площадь разгрузочной щели F, окружная скорость ротора v, крупность исходного материала K_d, коэффициент измельчаемости $K_и$.

Зависимость производительности от перечисленных параметров определена по результатам полного факторного эксперимента

$$Q = \frac{v^{1{,}2} \cdot F^{1{,}34} \cdot K_d^{1{,}11}}{107 F^{0{,}075(\ln v + 1{,}11 \ln K_d)}} \cdot K_и \cdot K_Д ,$$

где $K_Д$ – масштабный коэффициент.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Выскребенец А. С.* Центробежная мельница для подготовки зерновых фракций. Цветная металлургия. 2002. № 7. С. 24-26.

2. *Хетагуров В. Н., Выскребенец А. С.* Экспериментальное исследование характера движения измельчаемого материала в рабочем органе центробежной мельницы. Тр. 31-го Уральского семинара. Екатеринбург, 2001.

ГИАБ

Коротко об авторах

Выскребенец А.С. – кандидат технических наук, доцент, СКТМИ (ГТУ).