ISSN 1561-4212. ВЕСТНИК ВКГТУ, 2008, №1

ГЕОЛОГИЯ, ГОРНОЕ ДЕЛО, МЕТАЛЛУРГИЯ

УДК 539.43:669

Л.А. Горбачев, Б.М. Кабланбеков
ВКГТУ, г. Усть-Каменогорск

ИССЛЕДОВАНИЕ ФАЗОВОГО СОСТАВА СТРУКТУРООБРАЗОВАНИЙ В НИЗКОУГЛЕРОДИСТОЙ СТАЛИ ПРИ ЦИКЛИЧЕСКОМ НАГРУЖЕНИИ НА ДИФРАКТОМЕТРЕ X'Pert PRO PANalitical

В работе [1] было показано, что при циклическом нагружении некоторых металлов в равновесном состоянии (углеродистые стали, медь, поликристаллы свинца [2] и др.) на микроструктурах появляются темные образования – пятна. В начальной стадии они появляются в виде отдельных мелких потемнений, которые при дальнейшем, особенно к началу разрушения, могут распространяться на все зерно и занимать значительную часть деформированного участка.

На рис.1 приведены фрагменты микроструктуры циклически деформированного образца из стали 08 кп (соответственно 5600, 15000 и 151000 циклов; стрелкой отмечен фиксированный участок образца). По данным рис. 1 можно видеть, что сначала появляются малозаметные потемнения, которые к стадии образования трещины охватывают значительные участки, прилегающие к трещине.

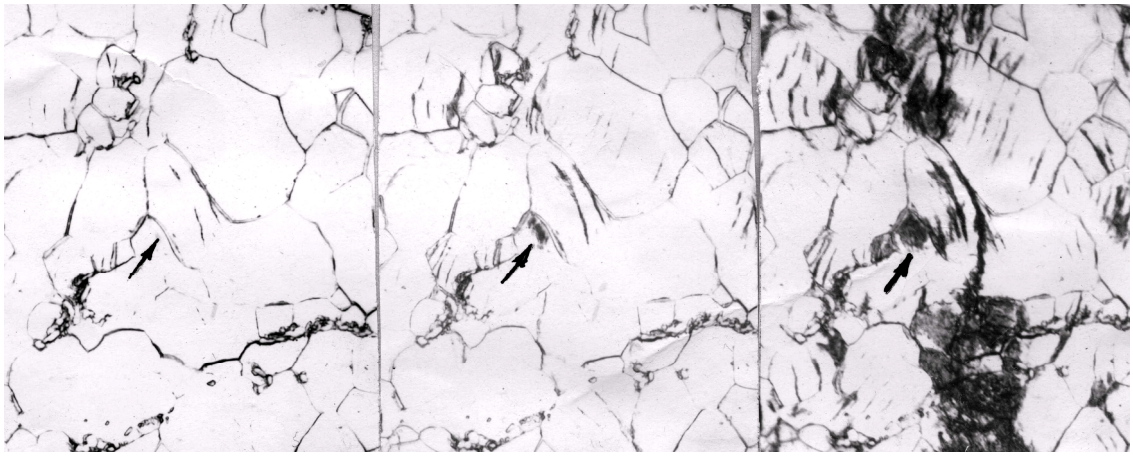


Рисунок 1 - Микроструктуры стали 08кп (C= 0,05 - 0,12 %; Mn = 0,25 – 0,50 %; Si = 0,03 %)

На основании анализа результатов, полученных с применением методов оже- спектроскопии, рентгенофлюоресцентного метода и рентгенодифракционного анализа сделан вывод [1], что темные пятна на микроструктурах, образовавшиеся в процессе циклического нагружения, являются новыми фазами.

Учитывая значимость этого вывода в трактовке процессов кинетики усталости – для

образования соединений, идентифицированных на дифрактометре Дрон-3 [1], требуются температуры порядка 600 – 800 ^{0}С, в то время как разогрев образца перед разрушением не превышал 1,5 ^{0}С – признано целесообразным уточнить эти результаты на дифрактометре новейшей модификации – X'Pert PRO PANanalitical (Голландия).

Данные исследования были проведены в инженерной лаборатории открытого типа «ІИРГЕТАС» ВКГТУ им. Д. Серикбаева.

Параметры съемки: диапазон угла дифракции - 42÷150 ^{0}, размер шага – 0,05 ^{0}, скорость – 0,05 ^{0}/сек., U = 40 кВ, I = 40 *м*А; излучатель – медь.

На рис. 2 представлена дифрактограмма исходного образца. Из рисунка следует, что она имеет вид, характерный для α – Fe: линии α – Fe (110), α – Fe (200), α – Fe (211), α – Fe (220), α – Fe(310).

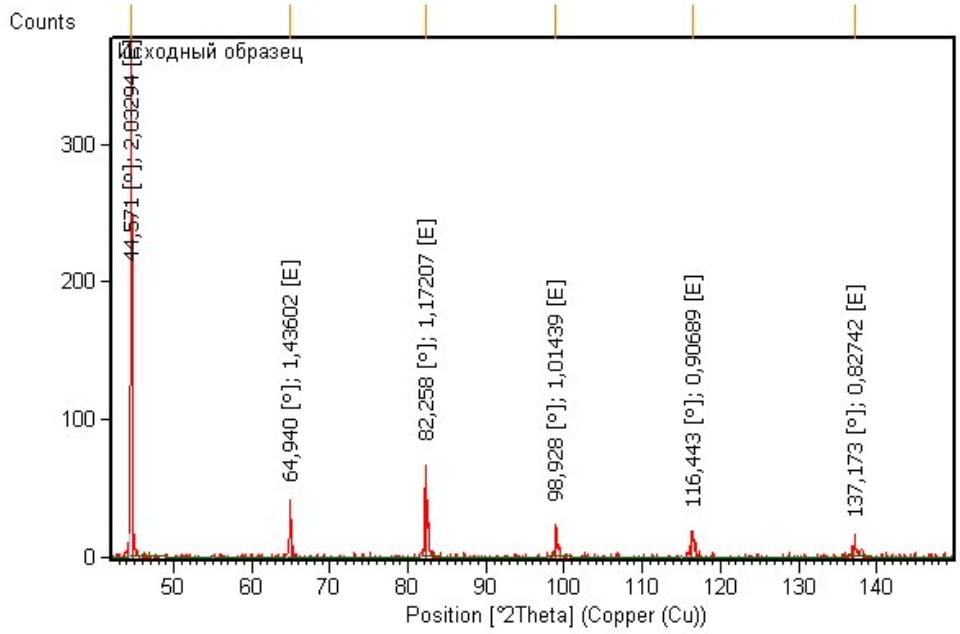


Рисунок 2 - Дифрактограмма исходного образца

На дифрактограмме деформированного участка образца (рис. 3) кроме линий, характерных для α – Fe, появились две новые линии (две «вилочки» вверху дифрактограммы), что демонстрирует и подтверждает образование новых фаз. Идентификация этих фаз по данным International Centre for Data Diffraction (© 2007) показала, что они содержат следующие соединения: карбонат железа ($FeCO_3$, характеристические линии при 78,3036 и 112,7988 ^{0}) и оксалат железа (C_2FeO_4, характеристическая линия при 78,0749 ^{0}).

Итак, на основании вышеизложенного можно сделать следующий вывод: образование в исследуемой стали новых фаз при циклическом нагружении не вызывает сомнений. Этот факт существенно уточняет представления о процессах, связанных с усталостью.

ISSN 1561-4212. ВЕСТНИК ВКГТУ, 2008, №1

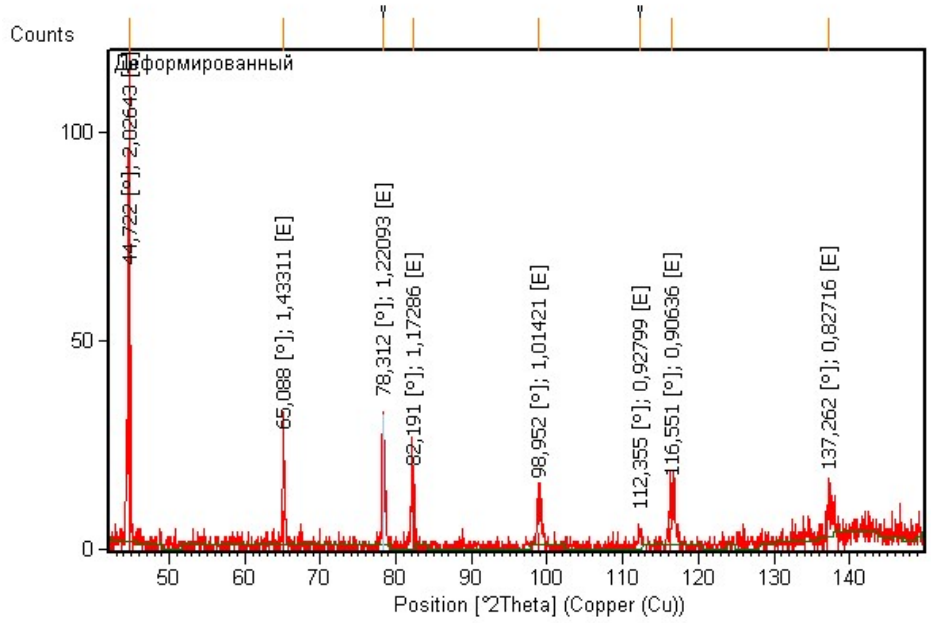


Рисунок 3 - Дифрактограмма деформированного образца

Одной из возможных причин их образования, как отмечалось ранее [1], могут быть тепловые флуктуации в субмикрообъёмах циклически деформируемого материала.

Список литературы

1. Горбачев Л.А. Об образовании новых фаз в стали 08кп при циклическом нагружении // Вестник ВКГТУ. - 2006. - № 2. - Усть-Каменогорск, 2006. - С. 74 - 81.
2. Панин В.Е., Панин В.Е., Елсукова Т.Ф., Панин А.В., Кузина О.Ю., Кузнецов П.В. //Физическая мезомеханика. - 2004. - № 7. - С. 5 - 17.

Получено 18.02.2008.

УДК 622.271

С. К. Молдабаев
Екибастузский инженерно-технический институт им. К. Сатпаева, г. Екибастуз

КОМБИНАЦИЯ ЭКСКАВАТОРНО- И ВЫЕМОЧНО-ОТВАЛЬНЫХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ КОМПЛЕКСОВ ПРИ РАЗРАБОТКЕ МАССИВОВ НЕОДНОРОДНЫХ РАЗНОПРОЧНЫХ ПОРОД

В 2007 году принят Экологический кодекс Республики Казахстан. В соответствии с этим документом к 2010 году для промышленности будут установлены жесткие современные требования по защите окружающей среды. В первую очередь, эти вопросы остро встанут перед горнодобывающими предприятиями. Одним из направлений снижения экологической нагрузки при разработке месторождений полезных ископаемых, при наличии соответствующих условий, является реализация ресурсосберегающих технологий с перевалкой и перемещением вскрышных пород по наикратчайшему расстоянию в выра-

ботанное пространство с формированием внутренних отвалов. Сокращаются площади земельного отвода на размещение внешних отвалов, заполняется выработанное пространство, восстанавливается нарушенный ландшафт, уменьшается зона рассеивания твердых частиц горных пород и запыленность.

Для пологопадающих и пологонаклонных залежей самой ресурсосберегающей технологией является применение экскаваторно-отвальных технологических комплексов непосредственной и кратной перевалки вскрышных пород во внутренние отвалы с использованием драглайнов цикличного действия. Однако область их эффективного применения ограничивается линейными размерами этой высокоэффективной горной техники и устойчивостью внутренних отвалов. При обеспечении высокой производительности техники непрерывного действия при разработке плотных и мягких пород высокоэффективны выемочно-отвальные технологические комплексы с использованием консольных отвалообразователей. Позволяют путем уменьшения результирующего угла наклона формировать высокие внутренние отвалы. Совместное применение этих комплексов при разработке массивов неоднородных разнопрочных пород в виду сложной организации работ по известным схемам не нашло широкого использования на карьерах.

Расширить область применения схем экскавации выемочно-отвального комплекса можно путем изменения горизонта установки отвалообразователя в горизонтальной и вертикальной плоскостях [1]. При этом рабочий ход роторного экскаватора с малыми линейными параметрами постоянно изменяется. Отработка вскрышного уступа ведется с разделением на подуступы с изменением уровня установки роторного экскаватора. Значительную часть времени оборудование комплекса эксплуатируется на наклонных площадках. По этой схеме число холостых переходов выемочно-отвального комплекса значительно увеличивается, усложняется организация горных работ, поэтому она приемлема на карьерах с небольшой производственной мощностью.

При двух- и трехуступных схемах экскавации выемочно-отвальным комплексом для формирования устойчивого отвала дополнительно на верхних его ярусах применяются драглайны [2, 3]. Технология ведения горных работ предусматривает подвигание добычных и вскрышных забоев от фланга к центру карьерного поля и холостые переходы экскаваторов к месту врезки в новую заходку.

По предлагаемой технологии совместного применения экскаваторно- и выемочно-отвальных комплексов обеспечивается независимое в пространстве и времени использование техники непрерывного и цикличного действия при разработке массивов неоднородных разнопрочных пород большинства пластовых месторождений пологонаклонного падения. Принятые организация работы оборудования и новые технические решения по эксплуатации экскаваторно-отвального комплекса полностью исключают холостые перегоны выемочно-отвального комплекса, сдерживавшего широкое применение этой технологии, и обеспечивают эффективное ее внедрение с выходом на проектную мощность в кратчайшие сроки.

Вариант реализации данной комбинации технологических комплексов рассмотрим на одном из участков карьера длиной 2000 м с мощностью пласта полезного ископаемого 10 м, мощностью залегающих над ним скальных и полускальных пропластков 11 м и покрывающими плотными породами мощностью до 60 м и выше. Нижнюю толщу массива разнопрочных пород принято разрабатывать совместно работающими двумя драглайнами ЭШ-20/90 поочередно в двух блоках от флангов к центру участка, среднюю или верх-

ISSN 1561-4212. ВЕСТНИК ВКГТУ, 2008, №1

нюю толщу плотных пород – роторным экскаватором SR_s-2400 с телескопически встроенным перегружателем на гусеничном ходу и двумя консольными отвалообразователями (забойным ARs(К)-8800.195 и отвальным A_2Rs-В.8800.110). При наличии остающейся сверху толщи мягких и плотных пород на их отработке целесообразно использовать роторный экскаватор в комплексе с ленточными конвейерами (рис. 1).

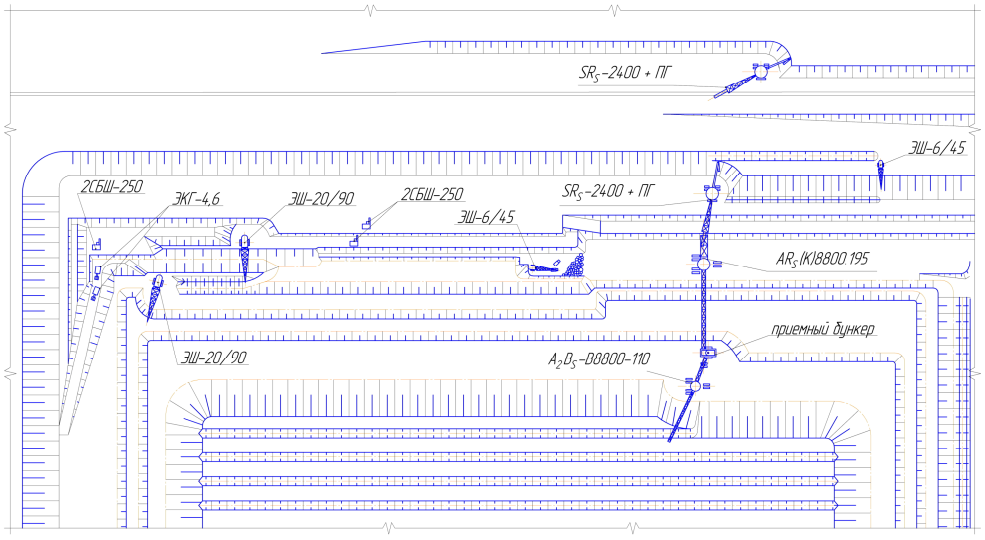


Рисунок 1 – Совместное применение экскаваторно-выемочно-отвальных комплексов при разработке массива неоднородных разнопрочных пород

Рекомендуется драглайнами ЭШ-20/90 первоначально вскрыть пласт полезного ископаемого, к примеру в восточном блоке, при следующих параметрах: ширина заходки нижнего подуступа (при высоте 16 м) принимается равной 40 м; верхний подуступ плотных пород высотой 5 м (но не более 8 м) отрабатывается с опережением; ширина его заходки принимается предельной и составляет до 70 м.

Высота верхнего подуступа ограничивается пределом вертикального смещения перегрузочного механизма относительно горизонта установки роторного экскаватора. После создания безопасного опережения по верхнему подуступу толща скальных и полускальных пропластков с покрывающими их плотными породами обуривается и подвергается взрывному рыхлению на сброс. Вскрываемый пласт полезного ископаемого оставляют подваленным до уровня его кровли с учетом подсыпки метрового слоя плотных пород.

Вскрыв пласт полезного ископаемого в восточном блоке, в районе условной границы центра участка, этими драглайнами формируют два съезда. Уклон их принимается равным до 5 градусов. Один съезд шириной 50 м проходится до кровли пласта полезного ископаемого для спуска забойного отвалообразователя ARs(К)-8800.195, другой - шириной 20-30 м - до уровня рабочей площадки нижнего вскрышного уступа (рис. 2). Это снизит горизонт установки перегрузочного механизма роторного экскаватора и обеспечит безопасные условия эксплуатации в слабоустойчивых породах при рациональной области применения экскаваторно-отвального комплекса.

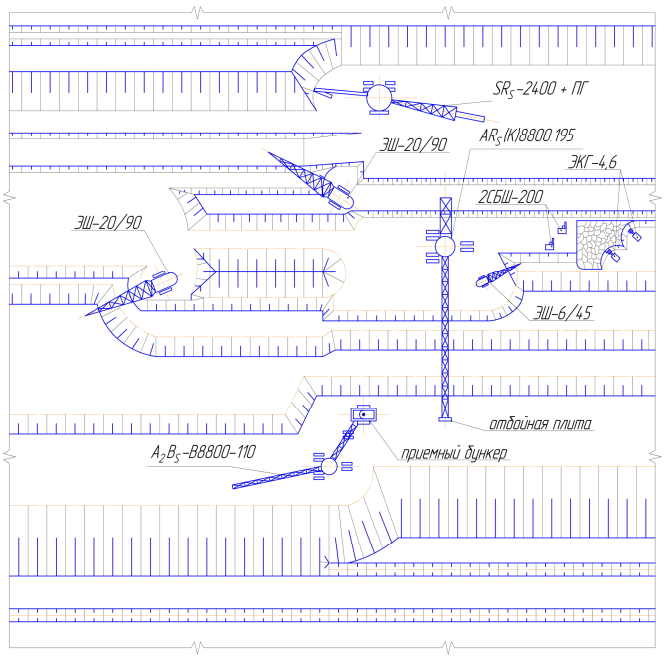


Рисунок 2 – Схема работы и разминовки экскаваторно- и выемочно-отвального комплексов в районе условной границы центра участка (карьера)

К моменту начала эксплуатации роторного экскаватора в восточном направлении (с шириной заходки 50 м и высотой среднего вскрышного уступа 26 м) с опережением в пространстве по внутреннему контуру заходки этого уступа драглайном ЭШ – 6/45 проходится траншея.

Нижний вскрышной уступ западного блока с шириной панели 100 м отрабатывается драглайнами ЭШ-20/90 за два прохода. При первом проходе ширина заходки по нижнему и верхнему подуступам составляет соответственно 60 и 30 м, а при втором – 40 и 70 м. После создания опережения по вскрытию пласта полезного тремя мехлопатами ЭКГ – 4,6, забои которых рассредоточены по фронту работ. Проходка второй вскрышной заходки начинается по завершении добычных работ в данном блоке. Схема отработки второй вскрышной заходки, как и в восточном блоке, предусматривает подвалку угольного пласта.

По окончании отработки вскрышной заходки в восточном направлении перегрузочный механизм, по вновь сформированному съезду в торце участка, перегоняют на горизонт установки роторного экскаватора и выемочно-отвальный комплекс, при той же ширине заходки, эксплуатируют в обратном направлении.

С отставанием в пространстве за ним работает драглайн ЭШ-6/45. Им полностью оконтуривают пласт полезного ископаемого, перемещая остаточную вскрышу в верхнюю часть предотвала. Добычные работы производят двумя экскаваторами ЭКГ-4,6.

В районе условной границы центра участка выемочно-отвальный комплекс ставится на профилактический ремонт. При этом забойный отвалообразователь отгоняется от центра на расстояние, обеспечивающее безопасное окончание вскрышных работ драглайнами ЭШ-20/90 в противоположном западном блоке. Разминовка драглайнов с забойным

отвалообразователем осуществляется при поочередном повороте приемной и отвальной консолей. Пропустив драглайны, выемочно-отвальный комплекс продолжает рабочий ход в западном направлении.

Оставшаяся по заходке часть полезного ископаемого восточного блока отрабатывается драглайном ЭШ-6/45 и транспортируется автотранспортом по кровле вскрытого пласта полезного ископаемого противоположного блока.

После окончания отработки второй вскрышной заходки по нижнему вскрышному уступу в западном блоке и начала отработки в этом блоке среднего вскрышного уступа, указанные операции по разработке нижнего вскрышного и добычного уступов в западном блоке осуществляют на смежном (восточном) участке, и цикл работ повторяется.

Заданная трасса работы оборудования выемочно-отвального комплекса обеспечивается смещением одного блока относительно другого на 40 м. Для этого вторую заходку по нижнему вскрышному уступу в каждом блоке необходимо проходить с торцов участка к его центру до смыкания продолжения линии нижней бровки вышележащего яруса с верхней бровкой предотвала противоположного блока внутреннего отвала.

Предложенное сотрясательное взрывание плотных пород нижнего подуступа повышает устойчивость его откоса за счет сжатия пород в тыл массива. Это повышает безопасность установки перегрузочного механизма роторного экскаватора на рабочей площадке нижнего вскрышного уступа.

Третий ярус отвала возможно отсыпать забойным отвалообразователем. Полноповоротность отвального A_2Rs-B.8800.110 отвалообразователя, кроме верхней, также позволяет производить и нижнюю отсыпку в ярусы, смещенные друг от друга на 83 м.

Выполненные под руководством профессора М.Н. Гольдштейна исследования [2] показывают, что после уплотнения пород на предотвалах и отвалах по ним смогут безопасно передвигаться тяжелые отвалообразователи весом до 6000 т и с удельным давлением до 19,6 Н/см². Вес же отвалообразователя А2 Rs-B.8800.110 составляет 3652 т, а удельное давление не превышает 8,0 Н/см², что позволяет обеспечить безопасные условия эксплуатации данного оборудования на поверхности третьего яруса.

На основе разработанной технологии применения агрегатов с поперечным перемещением пород предусматривается на конвейер № 1 отвалообразователя A_2Rs-B.8800.110 установка дополнительной опорной тележки на гусеничном ходу, а также приемный бункер с увеличенными размерами. Отвалообразователь ARs(К)-8800.195 должен быть оснащен выдвижной отбойной плитой.

При использовании на отработке нижнего вскрышного уступа драглайнов ЭШ-20/90 и перевалке остаточной вскрыши экскаватором ЭШ-6/45, ее высота ограничивается 24 м. Исходя из возможности преодоления взрывом сопротивления по подошве, предельного смещения в вертикальной плоскости относительно горизонта установки роторного экскаватора его перегрузочного механизма и расчетных высот первых двух ярусов отвала, средняя высота нижнего вскрышного уступа по расчету принята равной 21 м.

Предельная высота среднего вскрышного уступа H_3 (м), с учетом полного использования приемной способности первых двух ярусов отвала (с коэффициентом запаса устойчивости 1,1), составит

$$\acute{I}_3 = \{[k_p^{i\,2}(Lk_y^{'} + B_3)^2 + 4k_p^M L_{02}(H_{02} + H_{03}) \times ctq\gamma_3^{'}]^{\frac{1}{2}} - k_p^M(Lk_y^{'} + B_3)\}(2k_p^i ctq\gamma_3^{'})^{-1}, \grave{i} \ ,$$

где $\acute{I}_{02}, \acute{I}_{03}$ - высота соответственно третьего и четвертого ярусов, м; $\hat{A}_3$ - берма безо-

пасности между уступами в торце карьера, м; $\gamma_3^{'}$ - угол откоса верхнего вскрышного уступа в торце карьера, град; L_{02} (м) - средняя протяженность отвального фронта третьего и четвертого ярусов, определяемая по выражению

$$L_{02} = L_{01} - Ø_{á} - Í_{02} ctq\beta - 0,5(Ø_{á2} + Ø_{á3}) - Í_{03} ctq\beta_1, ì ,$$

где $Ø_{á}$ - берма безопасности между вторым и третьим ярусами, м; $Ø_{á2}, Ø_{á3}$ - берма безопасности между третьим и четвертым ярусами, соответственно с правого и левого торцов отвала, м; β_1 -угол откоса четвертого яруса отвала, град.

По расчету предельная высота верхнего вскрышного уступа ограничивается 26,9 м. В дальнейших расчетах принята равной 26 м.

Опыт эксплуатации роторного экскаватора SR_s -2400 показывает, что безопасные условия его работы обеспечиваются при высоте черпания H_p=21 м. Следовательно, эффективную область применения перевалки вскрышных пород в выработанное пространство возможно достигнуть проходкой по внутреннему контуру заходки с поверхности среднего вскрышного уступа опережающей траншеи, к примеру драглайном ЭШ-6/45.

Годовой объем опережающей вскрыши V_T (м^3) составит

$$V_T = \Pi A^{-1}(H_3 - H_p)(Lk_y^{'} + B_3 + 0,5H_3 ctq\gamma_3^{'}) \times [a_T + 0,5(H_3 - H_p)(ctq\gamma_3 + ctq\gamma)], ì^3,$$

где $à_{Т}$ - ширина понизу опережающей траншеи, м.

Максимальная ширина заходки выемочно-отвального комплекса A (м), с учетом линейных параметров его оборудования и технологических параметров разработки, определяется по выражению

$$À = 0,5(÷_{03} + R_{ПО} + k_{\tau}^{'} R_{p3} + R_{П3} + R_{П} + R_k + R_B - H_p ctq\gamma_3 - bp - H_2 ctq\gamma - b_p^b - H_1 ctq\gamma - H_{ck} ctq\gamma_{ck} -$$
$$-B - hctq\lambda - Á - Í_{ïð} ctq\beta - Ô_{20} - Ô_{10} - Í_{01} ctq\beta - Ô - Í_{02} ctq\beta - Â_{á} - Ô_{02}), ì ,$$

где

$$÷_{03} = (H_s - H_{03}) ctq\beta + k_{\tau} R_{po} - H_{03} ctqB_1, ì ;$$

$$Ô_{10} = À_1 + Ô - Ô_{02} - Ô_{20}, ì .$$

$Í_s$ - максимальная высота разгрузки отвального отвалообразователя, м.

Учитывая необходимую телескопическую свободу маневрирования оборудования выемочно-отвального комплекса в торцах участка, ширина его заходки принята равной 50 м.

Взаимосвязь элементов системы разработки с параметрами горно-транспортного оборудования, по условию безопасного размещения на кровле подваленного пласта забойного отвалообразователя $AR_s(K) - 8800.195$, следующая:

$$À_2 = Ñ_{ï1} + 0,5\ell_{ð} - 5, ì ,$$

где $Ñ_{ï1}$ - габарит приводной станции конвейера, м; $\ell_{ð}$ - ширина гусеничного хода отвалообразователя, м.

С другой стороны, ширина оставляемых подваленными вскрытых запасов полезного ископаемого ограничивается параметрами вскрышного драглайна

$$À_2 = k_{ý}^{â} R_{â}^{â} + Ñ - y - (H - H_{íï}) ctq\gamma - â_{ð}^{â}, ì ,$$

Сокращение ширины заходки на верхнем подуступе при первом проходе по блоку драглайнов помимо обеспечения возможности регулирования параметрами отвала полностью исключает ее влияние на использование их по производительности.

Стабильная работа основного горно-транспортного оборудования исследуемой комбинации технологических комплексов отработки мощной толщи неоднородных разнопрочных пород достигается при четкой организации взаимосвязи вскрышных, добычных и буровзрывных работ. Независимую эксплуатацию транспортно-отвального комплекса и драглайнов, при наличии в резерве вскрытых запасов полезного ископаемого, на практике обеспечивается планированием горных работ по циклограмме.

Оставление минимума вскрытых запасов полезного ископаемого исследуемой комбинации технологических комплексов предопределило регулирование шириной заходок по добычному и нижнему вскрышному уступам и подуступам последнего при каждом из двух проходов драглайнов по одному из двух блоков участка (карьера) по полученным зависимостям как на момент реконструкции карьера, так и на период достижения стабильной работы техники цикличного и непрерывного действия. Для обоснования необходимости регулирования шириной заходок по сравнению с традиционной схемой отработки нижнего вскрышного уступа выполнена оценка эффективности предлагаемого технического решения по разработанной методике. Критерием эффективности является достижение максимальной производительности участка (карьера) по полезному ископаемому, что и обеспечит минимальные приведенные к одному моменту оценки затраты на разработку 1 т последнего.

Высота нижнего вскрышного уступа, отрабатываемого парой драглайнов ЭШ-20/90, менялась в пределах от 17 до 24 м. Ширина заходки по нижнему вскрышному уступу при каждом проходе по блоку в традиционных схемах экскавации должна соответствовать ширине заходки выемочно-отвального комплекса и принята равной 50 м. Эффективная работа драглайнов достигается при следующих параметрах. Расчетами установлено, что при первом проходе по блоку ширина заходок по нижнему подуступу и добычному уступу составляет A_1 = 60 м а по верхнему подуступу и первому ярусу отвала (предотвалу) – соответственно A_{1B} = 30 м и A_{2B} = 40 м. При этом ширина предотвала получается равной 40 м, а ширина заходки по второму ярусу – 45 м.

Для второго прохода по блоку характерно снижение уровня установки отвального драглайна до кровли пласта полезного ископаемого с подсыпкой метрового слоя из плотных пород. Ширина заходки верхнего подуступа принята равной $\grave{A}_{2\grave{a}}$=70 м, а нижнего - $\grave{A}_2$ =40 м. Первый и второй ярусы отсыпают заходками шириной соответственно $\grave{A}_1$=60 м и $\grave{A}_{02}$=55 м. При этом смещение между отвальными ярусами на уровне высоты предотвала не превышает 3 м, а величина $\hat{O}_{20}$ составляет 32 м.

Переменная ширина вскрышной заходки подуступов при обоих проходах по блоку позволяет сократить величину использования в поперечном профиле радиуса черпания $k_{\acute{y}}^{\hat{a}}$ до 0,85, а регулирование шириной заходок по нижнему вскрышному и добычному уступам - добиться уменьшения продолжительности простоев драглайнов после первого прохода по одному из двух блоков участка (карьера). Влияние разработанного технического решения на интенсивность производства горных работ приведено на рис. 3.

Регулирование шириной заходок по добычному и нижнему вскрышному уступам и

подуступам последнего при высоте нижнего вскрышного уступа 21 м в принятых схемах экскавации экскаваторно-отвального комплекса по сравнению с традиционными схемами экскавации позволяет повысить производственную мощность на добыче полезного ископаемого на 20 %.

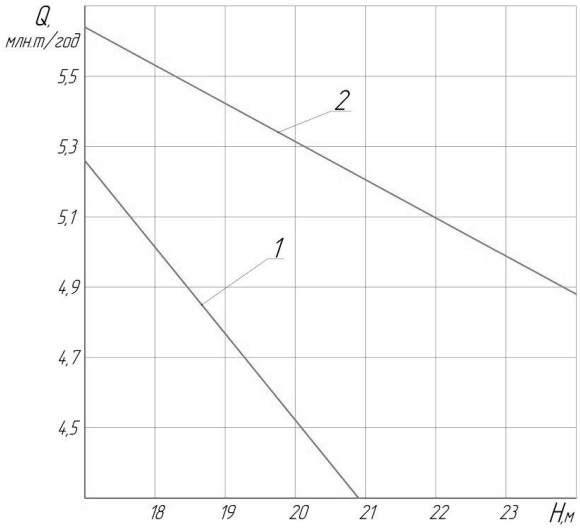


Рисунок 3 – Установление влияния регулирования шириной заходок по добычному и нижнему вскрышному уступам и подуступам последнего на интенсивность горных работ при 1 – $A_1 = A_2 = 50$ м; A = 50 м (по традиционной схеме экскавации); 2 – $A_1 = 60$ м, $A_2 = 40$ м, $A_{1в} = 30$ м, $A_{2в} = 70$ м, A = 50 м (по принятой схеме экскавации экскаваторно-отвального комплекса)

Анализ графика показывает, что с увеличением значений высоты нижнего вскрышного уступа с 21 до 24 м (возможной по условию полной и пропорциональной загрузки вскрышного и отвального драглайнов) на фронте работ длиной 2000 м снижает производительность карьера по полезному ископаемому по принятым схемам экскавации только на 6 %.

Область комбинации экскаваторно- и выемочно-отвального комплексов на разработке массивов неоднородных разнопрочных пород для условий угольного или рудного месторождения со сложными гидро- и горно-геологическими условиями для исследуемого оборудования ограничивается мощностью вскрыши 47-48 м. При этом нижний вскрышной уступ целесообразно отрабатывать высотой 21-24 м, а верхний – 26-27 м.

Для реализации приведенной технологии на вскрышных работах обоснована необходимость использования в качестве забойного консольного отвалообразователя AR_s (К) 8800.195, которая позволит повысить производительность карьера по добыче полезного ископаемого в 1,7 раза, снизить себестоимость разработки вскрышных пород роторным комплексом по сравнению с транспортной схемой в 2,6 раза и получить экономический эффект более 2,0 млн у.е. в год. Срок окупаемости затрат на приобретение отвалообразователя на карьерах средней мощности не превысит нормативного.

Список литературы

ISSN 1561-4212. ВЕСТНИК ВКГТУ, 2008, №1

1. Ржевский В.В. Технология разработки и параметры мощных транспортно-отвальных комплексов /В.В. Ржевский, Ю.А. Чернегов //Горный журнал. – 1968. – № 1. – С. 27-31.
2. Альтшулер М.А. Пути повышения эффективности открытых работ в Никольском марганцевом бассейне /М.А. Альтшулер, К.С. Щербина, А.С. Сидоров //Горный журнал. – 1968. – № 1. – С. 18-23.
3. Щадов М.И. Развитие техники и технологии открытой угледобычи /М.И. Щадов, К.Е. Винницкий, М.Г. Потапов; Под ред. М.И. Щадова. – М.: Недра, 1987. – 237 с.

Получено 18.02.2008.

УДК 622.271

С. К. Молдабаев
Екибастузский инженерно-технический институт им. К. Сатпаева, г. Екибастуз

МЕТОДИКА ОПРЕДЕЛЕНИЯ ПАРАМЕТРОВ ЭКСКАВАТОРНО-ОТВАЛЬНОГО ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО КОМПЛЕКСА ПРИ ВНЕДРЕНИИ И ЭКСПЛУАТАЦИИ ВЫЕМОЧНО-ОТВАЛЬНОГО

Внедрение выемочно-отвального технологического комплекса над нижним (основным) вскрышным уступом предусматривает размещение вскрышных пород на верхних ярусах внутреннего отвала путем ввода в эксплуатацию роторного экскаватора с телескопически встроенным перегружателем и с двумя консольными отвалообразователями, забойным и собственно отвальным (рис. 1). Реализация данной ресурсосберегающей технологии на месторождениях с покрывающими неоднородными разнопрочными породами достигается за счет полного исключения холостых перегонов комплекса непрерывного действия. С этой целью разработана новая схема экскавации массива разнопрочных пород нижнего основного уступа экскаваторно-отвальным комплексом по этапам, которая также обеспечивает наименьшие линейные размеры забойного отвалообразователя путем возможности попеременного его установления при рабочем ходе как на предотвале, так и на кровле вскрытого пласта полезного ископаемого в каждой очередной заходке роторного экскаватора.

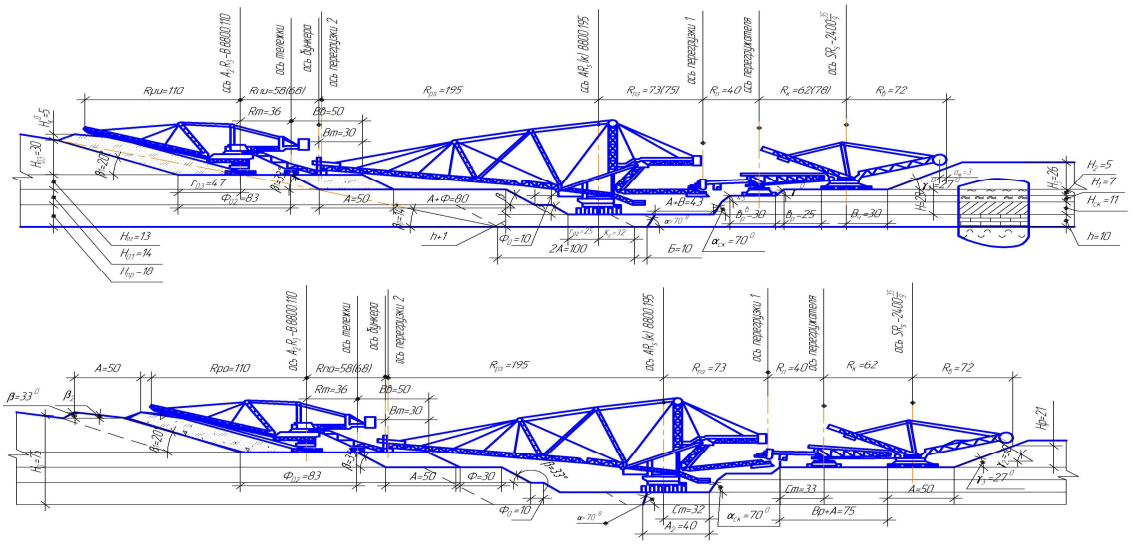


Рисунок 1 – Ресурсосберегающая технология разработки пологих пластов с покрывающими неоднородными разнопрочными породами

На I этапе от условной границы центра участка (карьера) в одном из двух блоков драглайнами типа ЭШ-20/90 вскрывают пласт полезного ископаемого шириной $A_2 + B$, оставляя подваленным его до уровня кровли с последующей отсыпкой метрового слоя разрыхленных плотных пород (рис. 2). Первоначально вскрышным драглайном отрабатывают верхний подступ высотой H_2, не превышающей предел вертикального смещения перегрузочного механизма относительно роторного экскаватора на величину $Z_{\text{П}}$. С учетом оставления рабочей площадки шириной b_p^b для установки перегрузочного механизма роторного экскаватора ширина заходки верхнего подуступа A_2^b (м) составит

$$A_2^b = A_2 + b_p^b. \quad (1)$$

Ширина верхнего подуступа первой заходки принимается максимальной и практически соответствует предельному радиусу черпания вскрышного драглайна. На отработке второй заходки основного уступа ширина нижнего подуступа увеличивается, а верхнего подуступа уменьшается до величины, при которой между подуступами не оставляется площадка. Выделение трех этапов обусловлено изменением технологических параметров и приемной способностью отвальных ярусов.

ISSN 1561-4212. ВЕСТНИК ВКГТУ, 2008, №1

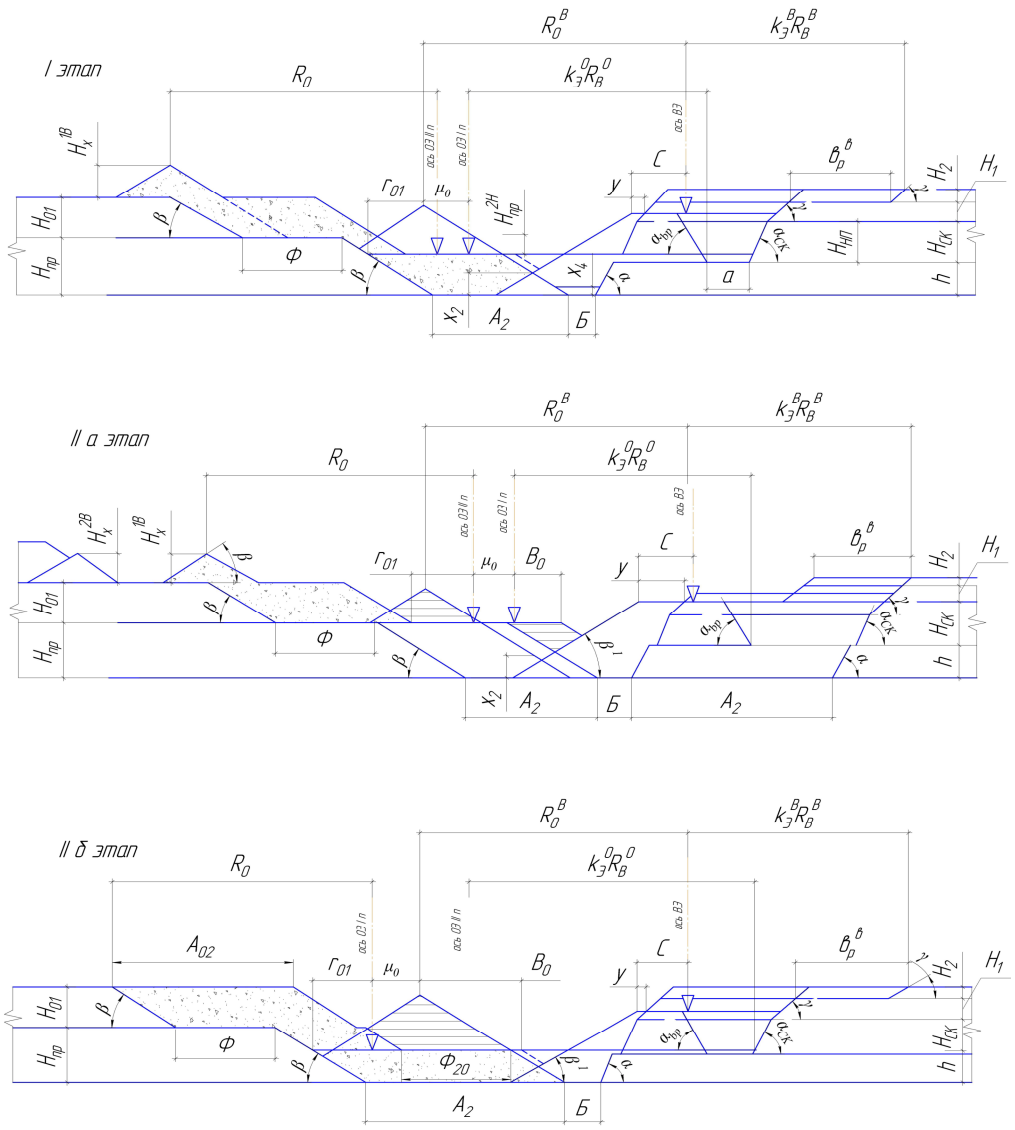


Рисунок 2 - Поэтапная отработка нижнего вскрышного уступа разнопрочных пород двумя драглайнами на период внедрения выемочно-отвального комплекса

После взрывной подготовки массива разнопрочных пород нижнего подуступа, вскрышным драглайном проходят врубовую траншею.

Высота отсыпки гребня H_x^{2b} (*м*) отвальным драглайном выше уровня поверхности второго яруса определяется по формуле

$$\acute{I}\ {}^{2\hat{a}}_{\tilde{o}} = \{[A_2(H_{01}^{2\hat{a}} - \acute{I}\ {}_{01}) - (\grave{A}_2 - \hat{O})(H_{\ddot{i}\,\partial}^{\acute{i}} - \acute{I}\ {}^{\hat{a}}_{\ddot{i}\,\partial})]ctq\beta\}^{\frac{1}{2}}, \grave{i}\ , \qquad (2)$$

где $H_{01}^{2\hat{a}}$ - расчетная высота второго яруса отвала (*м*), равная

$$H_{01}^{2\hat{a}} = k_y^{'} L L_{01}^{-1}\{k_p^{ck} H_{ck} + k_p^M[(1+b_p^b A_2)^{-1} H_2 + H_1] - 1\} - h - 1 - H_{\ddot{i}p}^b, \grave{i}\ ,$$

$H^{í}_{ïp}$ - высота отсыпки остаточной вскрыши (*м*), равная

$$H^{í}_{ïp} = (h+1)[Á + 0,5(h+1)(ctq\lambda + ctq\beta)]Ô^{-1}, ì\ ;$$

$$k^{'}_{y} = [L + 0,5h_T ctq\lambda^{'} + 20 + 0,5H_{ck} ctq\lambda^{'}_{ck} + 0,5(H - H_{ck})ctq\gamma^{'}]L_{-1};$$

$$L_{01} = 0,5Ò_1 + (0,25Ò_1^2 - Ò_2)^{\frac{1}{2}}, ì\ ;$$

$$T_1 = L - \frac{1}{2}âð - \frac{5}{6}Í_{ïð} ctq\beta - Ø_{á} - à_{òò} - \frac{1}{2}h_T ctq\lambda^{'};$$

$$T_2 = k^{'}_{y} L[k^{ck}_{p} H_{ck} + k^{M}_{p}(H_1 + H_2)ctq\beta;$$

$$H^{â}_{ïð} = Í_{ïð} - Í^{í}_{ïð} - h - 1, ì\ .$$

Ширина врубовой траншеи понизу *а* (*м*) определяется по формуле

$$\begin{aligned} à = \{\{0,93\{[P^M A_{2ý} h\gamma_0 kèç(1+ð)](Qk^{'}_{y})^{-1} - \\ -H_2(A_2 - b^b_p)k^{-1}_{RH}\}P^0 P^{M-1} H^{-1}_{H\Pi} - 0,5[H_{H\Pi}(ctq\lambda âð + \\ +ctq\gamma) + H_{ck}(ctq\lambda_{ck} - ctq\gamma)]\}\}(G_1 + G_2)\times(k^M_p G_1 + k^{ck}_p G_2)^{-1}, ì\ ; \end{aligned} \quad (3)$$

где $Ì_{2ý} = (Í_{2}â^{â}_{ð} + Í Ì_2)Í^{-1}, ì$.

Объем первичного отвала $V^0_{\text{п}1}(м^3/м)$ составит

$$V^0_{\Pi 1} = k^M_P[H_2(A_2 + b^b_p) + V^{BP}_M] + k^{ck}_P V^{BP}_{ck}, ì^3/ì\ . \quad (4)$$

Величина смещения осей отвального драглайна $\mu_0(м)$ составит

$$\mu_0 = 2Ì_2 - à + Â + hctq\lambda + Á + (h + 1 + H^{â}_{ïð})\times ñtq\beta - ÷_{01} - k^0_{ý} R^0_{â}, ì\ , \quad (5)$$

где $÷_{01}$ - безопасное расстояние от нижней бровки промежуточного откоса до оси отвального драглайна, м.

Высота подсыпки развала первичным отвалом $x_3(м)$, отсыпаемого веерами до уровня поверхности промежуточного предотвала составит

$$õ_3 = õ_2 + 0,5(÷_{01} + \mu_0 + \beta_0 - Ì_2)tq\beta, ì\ . \quad (6)$$

Высота подсыпки развала первичным отвалом $x(м)$, отсыпаемого гребнем, определяется по выражению

$$õ = [(R_2^2 - 4R_1R_3)^{\frac{1}{2}} - R_2](2R_1)^{-1}, ì\ . \quad (7)$$

где $R_1 = 0,75tq\beta(ctq\beta + ctq\beta^{'})^2$;

$$R_2 = (ctq\beta + ctq\beta^{'})\{1,5[R^{â}_{ï} - C - (Í_{íï} + h)ctq\beta^{'}]\times tq\beta - 0,5(\ell - A_2)tq\beta - h - 1 - H^{â}_{ïð};$$

$$\begin{aligned} R_3 = 0,75[R^b_0 - C - (H_{íï} + h)ctq\beta^{'}]^2 td\beta - (\ell - A_2)^2 \times \\ td\beta + (h + 1 + H^{â}_{ïð})[÷_{01} + \mu_0 + \mathrm{B}_0 - \mathrm{A}_2 + \chi_2(ctq\beta + ctq\beta^{'})] - \\ -0,5\chi_3^2(ctq\beta + ctq\beta^{'}) - V^0_{\Pi 1} + 0,5(h + 1 - \chi_3)^2(ctq\beta + ctq\beta^{'}). \end{aligned}$$

Глубина недосыпки *Z (м)* в границах отвальной заходки промежуточного предотвала первичным отвалом равна

ISSN 1561-4212. ВЕСТНИК ВКГТУ, 2008, №1

$$Z = H_{\ddot{\imath}\eth}^{\hat{a}} + h + 1 - 0,5[R_0^{\hat{a}} - \tilde{n} + (\acute{I}_{\imath\ddot{\imath}} + h) \times ctq\beta' + \chi(ctq\beta + ctq\beta') + \ell - A_2]tq\beta, \grave{\imath} \ . \quad (8)$$

Загруженность отвального драглайна определяется из соотношения

$$\begin{aligned}\eta_0 = {} & Qk_y'\{k_y^{ck}(A_2 H_{ck} - V_{ck}^{\hat{a}\eth}) + k_\eth^{\grave{\imath}}[(H_{\imath\ddot{\imath}} - H_{\tilde{n}\hat{e}}) \times \grave{A}_2 - V_{\grave{\imath}}^{\hat{a}\eth}] + \\ & + V_{\grave{\imath}}^{\hat{a}\eth}] + V_{c\acute{a}}^{\acute{\imath}\hat{a}}(\acute{I} - \acute{I}_2)^{-1}(k_\eth^{ck} H_{ck} + k_\eth^{\grave{\imath}} \acute{I}_1) + V_{\Pi 1}^0 + Z^2 ctq\beta + \\ & + 1000\eta y H_{\ddot{\imath}\eth}^2(\grave{a}_{\grave{o}\eth} + \acute{I}_{\ddot{\imath}\eth} ctq\beta)(30k_y' L) - A_2(h + 1 + H_{\ddot{\imath}\eth}^{\hat{a}}) - \\ & - \grave{A}_2 - \hat{A} - (h+1)[\acute{A} + 0,5(h+1)](ctq\lambda + ctq\beta)]\}[P_0'(,066 - 0,175k_{\acute{y}}^0)\grave{A}_{2\acute{y}} h\gamma_0 k_{\grave{e}\varsigma}(1 + \text{Đ})]^{-1}.\end{aligned} \quad (9)$$

Коэффициент переэкскавации составит

$$\begin{aligned}\hat{E}_{\Pi 2}' = {} & [V_{\Pi 1}^0 + Z^2 ctq\beta + 1000\eta y H_{\ddot{\imath}\eth}^2(\grave{a}_{\grave{o}\eth} + \acute{I}_{\ddot{\imath}\eth} ctq\beta) \times \\ & \times (3\Theta)k_y' L)^{-1} - A_2(h + 1 + H_{\ddot{\imath}\eth}^{\hat{a}}) - 0,5(h + 1 + \chi_3)^2(ctq\beta + ctq\beta') - \\ & - 0,5(\chi_3 - \chi_2)^2(ctq\beta + ctq\beta') - (h + 1 - \chi_3)(\div_{01} + \mu_0 + \hat{A}_0 - \grave{A}_2)] \\ & \{A_2[(H_1 + H_2\}k_P^M + H_{ck}k_p^{ck}] + k_P^M H_2 \hat{a}_\eth^{\hat{a}}\}^{-1}.\end{aligned} \quad (10)$$

При $Z \prec 0$ и $d_0 \succ A_2$, $Z^2(м^3/м)$ составит

$$Z^2 = -0,25[\hat{O}^2 + 2d_0(\grave{A}_2 - \hat{O}) - \grave{A}_2^2]tq\beta, \grave{\imath}^3/\grave{\imath} \ , \quad (11)$$

где d^0 $(м)$

$$\begin{aligned}d_0 = {} & R_0^{\hat{a}} + (\acute{I}_\chi - \acute{I}_{\ddot{\imath}\eth}^{\hat{a}} - h - 1)ctq\beta - c - (\acute{I}_{\imath\ddot{\imath}} + h) \times \\ & \times ctq\beta' + 2\chi_2 ctq\beta - (\acute{I}_{\ddot{\imath}\eth}^{\hat{a}} + h + 1)ctq\beta, \grave{\imath} \ .\end{aligned}$$

При $Z \prec 0$ и $d_0 \prec A_2$

$$Z^2 = -0,25[d_0 - \hat{O})^2 tq^2\beta, \grave{\imath}^3/\grave{\imath} \ . \quad (12)$$

На II этапе в блоке отрабатывают две заходки. В первой с отстаиванием в пространстве производят добычные работы. С целью сокращения простоя драглайнов при первом проходе по блоку ширину заходки $A_1(м)$ принимают предельно возможной, обеспечивающей производство добычных работ несколькими рассредоточенными по фронту работ забоями

$$\grave{A}_1 = 2\grave{A} - \grave{A}_2, \grave{\imath} \ , \quad (13)$$

где A – ширина заходки выемочно-отвального комплекса, м.

Ограничивается она условиями безопасной эксплуатации забойного отвалообразователя, линейными параметрами вскрышного драглайна, приемной способностью нижних ярусов отвала при принятой технологии отработки основного уступа и зависит от мощности пласта полезного ископаемого и организации взаимосвязи технологических процессов.

Ширина верхнего подступа $A_1^b(м)$ составляет

$$\grave{A}_1^{\hat{a}} = \grave{A}_1 - \hat{a}_\eth^{\hat{a}}, \grave{\imath} \ . \quad (14)$$

Высота отсыпки гребня $A_x^{1B}(м)$ отвальным драглайном выше уровня поверхности второго яруса составит

$$\acute{I}_{\eth}^{1B} = [A_2(H_{01}^{1B} - H_{01})ctq^{-1}\beta]^{\frac{1}{2}}, \grave{\imath} \ , \quad (15)$$

где

$$\acute{I}_{\tilde{o}}^{1B} = \{\{k_y^{'} L L_{01}^{-1}\{k_p^{ck} H_{ck} + k_p^{M}[H_2(A_1 - \\ -\hat{a}_{\partial}^{\hat{a}})\grave{A}_1^{-1} + \acute{I}_1]\} H_{\ddot{i}\partial}\}\} A_1 A_2^{-1}, \grave{i} .$$

Ширина врубовой траншеи понизу

$$\begin{aligned} \grave{a} = \{\{0,936\{[\text{Đ}^{\grave{i}} \grave{A}_{1\acute{y}} h\gamma_0 k_{\grave{e}\acute{c}}(1+\text{Đ})](Qk_y^{'}) - \\ H_2(A_1 - \hat{a}_{\partial}^{\hat{a}})k_{RH}^{-1}\} P^0 P^{M-1} H_{H\Pi}^{-1} - 0,5[ctq\lambda\hat{a}\eth + \\ +ctq\gamma) + \acute{I}_{\tilde{n}\hat{e}}(ctq\lambda_{\tilde{n}\hat{e}} - ctq\gamma)]\}\}(G_1 + G_2)\times \\ \times(k_{\partial}^{\grave{i}} G_1 + k_{\partial}^{\tilde{n}\hat{e}} G_2)^{-1}, \grave{i} , \end{aligned} \tag{16}$$

где $\grave{A}_{1\acute{y}} = (\grave{A}_1 \acute{I} - \acute{I}_2 \hat{a}_{\partial}^{\hat{a}})\acute{I}^{-1}, \grave{i}$.

Кроме указанных выражений для расчета параметров схемы отработки этапа IIа, ниже приводим остальные формулы:

$$V_{\Pi 1}^0 = k_{\partial}^{\grave{i}}[H_2(A_1 - b_P^b) + V_M^{bp}] + k_{\partial}^{ck} V_{ck}^{bp}, \grave{i}^3 / \grave{i} . \tag{17}$$

$$\mu_0 = \grave{A}_1 - \grave{a} + \hat{A} + hctq\lambda + \acute{A} + \acute{I}_{\ddot{i}\partial} ctq\beta - \div_{01} + \hat{o} - k_{\acute{y}}^0 R_{\hat{a}}^0, \grave{i} . \tag{18}$$

$$\tilde{o}_3 = \tilde{o}_2 + 0,5(\div_{01} + \mu_0 + \hat{A}_0 - \hat{O})td\beta, \grave{i} . \tag{19}$$

$$\tilde{o} = [(R_4^2 - 4R_1R_5)^{\frac{1}{2}} - R_4](2R_1)^{-1}, \grave{i} , \tag{20}$$

где

$$R_4 = (ctq\beta + ctq\beta^{'})\{1,5[R_0^{\hat{a}} - \tilde{n} - (\acute{I}_{\acute{i}\ddot{i}} + h)\times \\ \times ctq\beta^{'}]td\beta - 0,5(\ell - \grave{A}_2)td\beta - \acute{I}_{\ddot{i}p};$$

$$R_5 = 0,75[R_0^{\hat{a}} - \tilde{n} - (\acute{I}_{\acute{i}\ddot{i}} + h)ctq\beta^{'}]td\beta - (\ell - \grave{A}_2)^2 td\beta + \acute{I}_{\ddot{i}p}[\div_{01} + \mu_0 + \hat{A}_0 - \hat{O} + \tilde{o}_2 \times \\ \times(ctq\beta + ctq\beta^{'})] - 0,5\tilde{o}_3^2(ctq\beta + ctq\beta^{'}) - V_{\Pi 1}^0.$$

$$\text{Z} = H_{\ddot{i}\partial} - 0,5[R_{\grave{i}}^{\hat{a}} - \tilde{n} - (\acute{I}_{\acute{i}\ddot{i}} + h)ctq\beta^{'} + \chi(ctq\beta + ctq\beta^{'}) + \ell - A_2]tq\beta, \grave{i} . \tag{21}$$

Если

$$\begin{aligned} \text{Z} \prec 0, \grave{o}\,\hat{i} \\ \text{Z}^2 = -0,25t^2 q\beta(d_1 - \Phi)^2, \grave{i} , \end{aligned} \tag{22}$$

где $d_1 = R_0^b + (H_{\chi} - H_{\ddot{i}\partial})ctq\beta + 2\chi_2 ctq\beta - c - (H_{\acute{i}\ddot{i}} + h)ctq\beta^{'} - H_{\ddot{i}p} ctq\beta, \grave{i}$.

$$\begin{aligned} \eta_0 = Qk_y^{'}\{k_p^{ck}(A_1 H_{ck} - V_{ck}^{bp}) + k_p^{\grave{i}}[(H_{\acute{i}\ddot{i}} - H_{ck})\times \grave{A}_1 - V_{\grave{i}}^{bp}] + V_{cb}^{\acute{i}\hat{a}}(H - H_2)^{-1}(k_p^{ck} H_{ck} + k_p^{\grave{i}} H_1) + V_{\ddot{i}1}^0 + \\ +\text{Z}^2 ctq\beta + 1000\eta y H_{\ddot{i}p}^2(a_{\grave{o}\partial} + H_{\ddot{i}p} ctq\beta)(3\Theta k_y^{'} L)^{-1} - A_2 H_{\ddot{i}p}\}[P_0^{'}(1066 - 0,175k_{\acute{y}}^0)\grave{A}_{1\acute{y}} h\gamma_0 k_{\grave{e}\acute{c}}(1+\text{Đ})]^{-1}. \end{aligned} \tag{23}$$

$$\begin{aligned} k_{\ddot{i}1} = [V_{\ddot{i}1}^0 + \text{Z}^2 ctq\beta + 1000\eta y H_{\ddot{i}p}^2(a_{\grave{o}\partial} + \acute{I}_{\ddot{i}\partial}\times ctq\beta)(3\Theta k_y^{'} L)^{-1} - \\ -A_2 H_{\ddot{i}\partial}][A_1(H_1 k_p^{\grave{i}} + \acute{I}_{\tilde{n}\hat{e}} k_p^{ck}) + k_p^{\grave{i}}(A_1 - \hat{a}_{\partial}^{\hat{a}})\acute{I}_2]^{-1}. \end{aligned} \tag{24}$$

На этапе IIб драглайны ЭШ-20/90 работают также, как и на I этапе. Отличие состоит в отсыпке широкой заходки шириной A_1.

Расчетная высота второго яруса составит

$$H_{01}^{2B} = \{\{k_y^{'} L L_{01}^{-1}\{k_p^{ck} H_{ck} + k_p^{M}[(1+b_p^b A_2^{-1}) \times H_2 + H_1] - 1\} - H_{\text{ПР}}\}\} A_2 A_1^{-1}, \grave{\imath} \ . \quad (25)$$

Ширина предотвала Φ_{20} (*м*) равна

$$\Phi_{20} = (h+1)[\acute{A} + 0,5(h+1)(ctq\lambda + ctq\beta)](H_{\text{ПР}} - h - 1)^{-1}, \grave{\imath} \ . \quad (26)$$

Ширина заходки верхнего яруса R_0 (*м*) составит

$$\text{при} \quad \begin{aligned} & R_0 \geq \div_{01} + \Phi + \acute{I}_{01} ctq\beta + (H_{\ddot{\imath}\eth} - h - 1) ctq\beta \\ & A_{02} = H_{01}^{2B} A_1 H_{01}^{-1}, \grave{\imath} \ ; \end{aligned} \quad (27)$$

$$\text{при} \quad \begin{aligned} & R_0 \prec \div_{01} + \Phi + \acute{I}_{01} ctq\beta + (H_{\ddot{\imath}\eth} - h - 1) ctq\beta \\ & A_{02} = [H_{01}^{2B} A_1 - (\div_{01} + \Phi + H_{01} ctq\beta - R_0)^2 tq\beta] H_{01}^{-1}, \grave{\imath} \ ; \end{aligned} \quad (28)$$

Приводим остальные необходимые формулы

$$\mu_0 = A_2 - a + B + hctq\lambda + \acute{A} + (h+1) ctq\beta + A_1 - \div_{01} - k_{\acute{y}}^{'} R_{\hat{a}}^0, \grave{\imath} \ . \quad (29)$$

$$\chi_3 = \chi_2 + 0,5(\div_{01} + \mu_0 + \hat{A}_0 - \grave{A}_1) tq\beta, \grave{\imath} \ . \quad (30)$$

$$\chi = [(R_6^2 - 4R_1 R_7)^{\frac{1}{2}} - R_6](2R_1)^{-1}, \grave{\imath} \ , \quad (31)$$

где

$$R_6 = (ctq\beta + ctq\beta^{'})\{1,5[R_0^b - c - (H_{\acute{\imath}\ddot{\imath}} + h) \times ctq\beta^{'}] tq\beta - 0,5(\ell - \grave{A}_1) tq\beta - h - 1\};$$

$$R_7 = 0,75[R_0^b - c - (H_{\acute{\imath}\ddot{\imath}} + h) ctq\beta^{'}]^2 tq\beta - (\ell - A_1)^2 tq\beta + (h+1)[r_{01} + \mu_0 + B_0 - A_1 + \chi_2(ctq\beta + ctq\beta^{'})] -$$
$$-0,5\chi_3^2(ctq\beta + ctq\beta^{'}) - V_{\ddot{\imath}1}^0 + 0,5(h + 1 - \chi_3)^2(ctq\beta + ctq\beta^{'}).$$

$$\text{Z} = h + 1 - 0,5[R_0^b - c - (H_{\acute{\imath}\ddot{\imath}} + h) ctq\beta^{'} + \chi(ctq\beta + ctq\beta^{'}) + \ell - A_1] tq\beta, \grave{\imath} \ . \quad (32)$$

При

$\text{Z} < 0$

$$\text{Z}^2 = 0,25 tq^2\beta(d_2 - \Phi_{20})^2 + \{h + 1 - 0,5 \times [R_0^b - c - (H_{\acute{\imath}\ddot{\imath}} + h) ctq\beta^{'} + \chi(ctq\beta + ctq\beta^{'}) + \quad (33)$$
$$+ \ell - A_1] tq\beta\}^2, \grave{\imath}^{\ 3} / \grave{\imath} \ ,$$

где $d^2 = R_0^b + (H_\chi - h - 1) ctq\beta + 2\chi_2 ctq\beta - c - (H_{\acute{\imath}\ddot{\imath}} + h) ctq\beta^{'} - (h+1) ctq\beta, \grave{\imath}$.

$$\eta_0 = Qk_y^{'}\{k_p^{ck}(A_2 H_{ck} - V_{ck}^{bp}) + k_p^{\grave{\imath}}[(H_{\acute{\imath}\ddot{\imath}} - \acute{I}_{ck}) A_2 - V_{\grave{\imath}}^{bp}] + V_{cb}^{\acute{\imath}\hat{a}}(H - \acute{I}_2)^{-1}(k_p^{ck}\acute{I}_{ck} + k_p^{\grave{\imath}} \times$$
$$\times H_1) + V_{\ddot{\imath}1}^0 + \text{Z}^2 ctq\beta + 1000\eta y H_{\ddot{\imath}\eth}^2(\grave{a}_{\grave{o}\eth} + \acute{I}_{\ddot{\imath}\eth}) \times ctq\beta)(3\Theta ky^{'} L)^{-1} - A_2 - A_1(h+1) - B - (h+1) \times \quad (34)$$
$$\times [\acute{A} + 0,5(h+1)(ctq\lambda + ctq\beta)]\}[P_0^{'}(1,066 - 0,175k_{\acute{y}}^0)\grave{A}_{2\acute{y}} h\gamma_0 k_{\grave{e}\varsigma}(1 + \text{Đ})]^{-1}.$$

$$\hat{E}_{\ddot{\imath}2} = [V_{\ddot{\imath}1}^0 + \text{Z}^2 ctq\beta + 1000\eta y H_{\ddot{\imath}p}^2(a_{\grave{o}\eth} + H_{\ddot{\imath}p} ctq\beta) \times (3\Theta k_y^{'} L)^{-1} - A_2 -$$
$$-A_1(h+1) - B - (h+1)[\acute{A} + 0,5(h+1) \times (ctq\lambda + ctq\beta)]\{A_2[(H_1 + H_2)k_p^{\grave{\imath}} + \acute{I}_{\tilde{n}\hat{e}} k_{\eth}^{\grave{\imath}} \acute{I}_2 \hat{a}_{\eth}^{\hat{a}}\}^{-1}. \quad (35)$$

На рис. 3 показаны схемы отработки нижнего вскрышного уступа в одном из двух блоков участка драглайнами ЭШ-20/90 на период стабилизации работы всего комплекса оборудования после завершения реконструкции, полного ввода в эксплуатацию выемочно-отвального комплекса на верхнем вскрышном уступе. На этапе IIIа путем уменьшения объемов верхнего черпания и угла поворота на разгрузку достигается максимальная производительность вскрышного драглайна. Вскрытые запасы наибольшие. На этапе IIIб при отработке следующей заходки оставляется промежуточная площадка для перегрузочного

устройства роторного экскаватора.

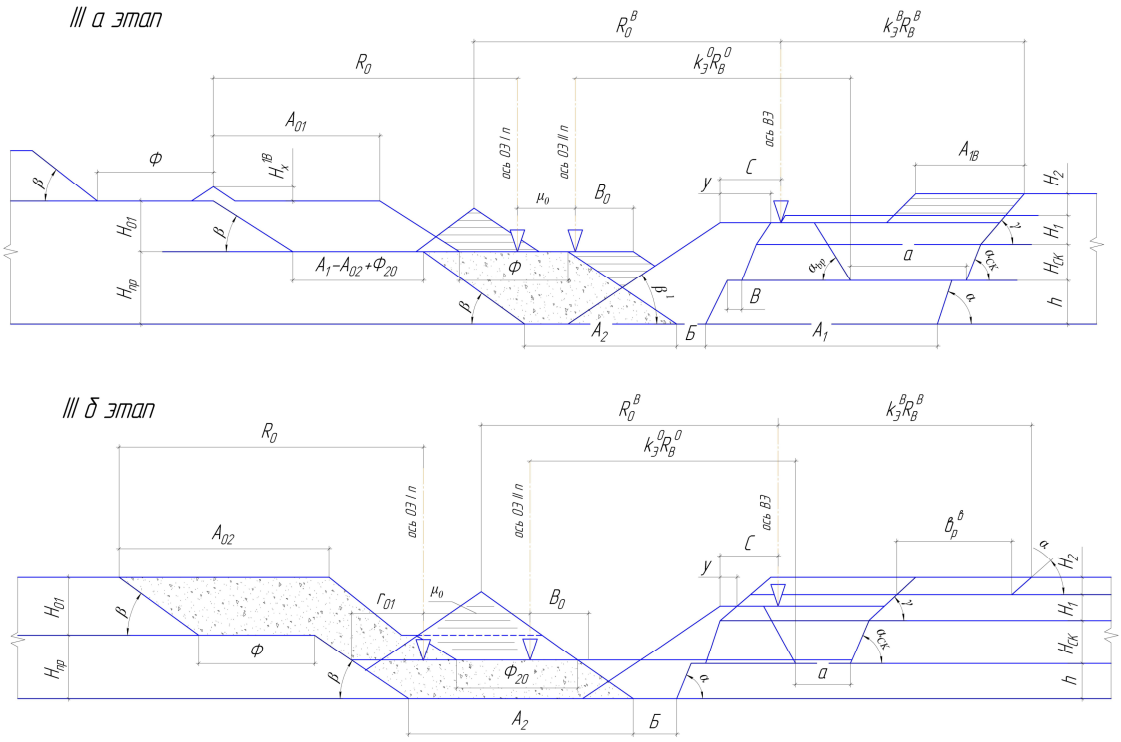


Рисунок 3 – Поэтапная отработка нижнего вскрышного уступа драглайнами в эксплуатационный период

При выдержанной высоте первых двух ярусов отвала пропорциональное распределение объемов работ по заходке вскрышного и отвального драглайнов, также как и в период внедрения выемочно-отвального комплекса, достигается регулированием ширины заходок при каждом из двух проходов драглайнов по одному из двух блоков участка (карьера). Методика определения параметров схем экскаваций экскаваторно-отвального комплекса на период эксплуатации соответствуют этапу II периода их внедрения.

Средневзвешенный коэффициент переэкскавации по участку в границах отработки одной панели определяется по выражению

$$\hat{E}_{\ddot{i}} = \frac{\hat{E}_{\ddot{i}1}\grave{A}_{1\acute{y}} + \hat{E}_{\ddot{i}2}\grave{A}_{2\acute{y}}}{2\grave{A}}. \qquad (36)$$

Объем бестранспортной вскрыши V ($м^3/год$) участка составит:

$$V = HL\Pi k_y^{'}. \qquad (37)$$

Объем экскавации горной массы V_B ($м^3/год$) с учетом переэкскавации составит:

$$V_B = V(1 + K_{\Pi}). \qquad (38)$$

Приведенный порядок отработки вскрышного уступа двумя совместно работающими драглайнами может также использоваться при внедрении экскаваторно-отвальных комплексов оборудования при значительном отставании вскрышных работ в его нижней зоне и быстрого увеличения производственной мощности карьера по полезному ископаемому.

Позволяет сократить период реконструкции карьера с вводом в эксплуатацию нового горного оборудования, ускорить возврат капиталовложений и расширить область применения экскаваторно-отвальных технологических комплексов с перевалкой вскрыши в выработанное пространство.

Список литературы

1. Красников А.С. Научные аспекты применения оборудования непрерывного действия на открытых разработках. – М.: Наука, 1966. – 199 с.
2. Новожилов М.Г. Теория и практика открытой разработки горизонтальных месторождений / М.Г. Новожилов, В.С. Эскин, Г.Я. Корсунский. – М.: Недра, 1978. – 328 с.
3. Фиделев А.С. Основные расчеты при открытой разработке угольных месторождений. – М.: Госгортехиздат, 1960. – 176 с.
4. Развитие техники и технологии открытой угледобычи /М.И. Щадов, К.Е. Винницкий, М.Г. Потапов и др.; Под ред. М.И. Щадова. – М.: Недра, 1987. – 237 с.

Получено 07.01.2008.

УДК 662.807

Г.К. Сапарова
Карагандинский государственный технический университет, г. Караганда

ОЦЕНКА СПОСОБОВ СНИЖЕНИЯ ОБЪЕМОВ ЭЖЕКЦИИ ПРИ ПЕРЕГРУЗКАХ КУСКОВЫХ МАТЕРИАЛОВ ПО ЖЕЛОБАМ

Увлечение воздуха движущимися кусками горной породы является одной из основных причин высокой запыленности воздуха в местах перегрузки горной массы. Режим их работы может быть стационарный и периодический. Перегрузка горной породы может производиться по вертикальным, наклонным желобам или без их применения.

Рассмотрим эжектирующие способности кусковых материалов, при которых, учитывая сравнительно большой размер их частиц и плотность, при определении скорости их падения коэффициентом лобового сопротивления можно пренебречь. Известно, что коэффициент лобового сопротивления «*c*» отдельной частицы может быть определен по формуле [1]

$$c = c_o = 0{,}45 \cdot \Phi, \qquad (1)$$

где c_o – коэффициент лобового сопротивления в автомодельной области чисел Рейнольдса; Φ – динамический коэффициент формы частиц, равный 2,42 – для частиц округлой, 3,08 – продолговатой, 1,0 – шарообразной и 3,49 – неправильной форм.

Считая, что в жёлобе возникновение воздушных потоков вызвано только увлекающим действием перегружаемого материала и отсутствуют другие причины их появления, т.е. $u_г = 0$, можно мощность воздушного потока представить как

$$N = n \cdot W \cdot v_Т, \qquad (2)$$

где $n = G \cdot t \cdot V^{1}$ – количество частиц, одновременно находящихся в желобе и участвующих в эжектировании; G – расход горной массы, м^3/с; t – продолжительность нахождения в желобе частицы, равная для стационарных вертикальных перегрузок $t = H / v_к$, с; V – объем одной частицы, м^3; H – высота перегрузки, м; $v_Т$ - конечная скорость падения кусков, м/с.

Ранее было получено, что [2]

$$N = \frac{c \cdot n \cdot f \cdot \rho}{6} \cdot \upsilon_к^3 \ . \qquad (3)$$

Мощность воздушного потока, проходящего по желобу, можно представить по известной формуле:

$$N = R \cdot Q^3 , \qquad (4)$$

где R – аэродинамическое сопротивление желоба, Н·с^2/м; Q – расход воздуха по желобу, м^3/с.

Приравняв правые части выражений (3) и (4), получим

$$Q_э = \sqrt[3]{\frac{n \cdot c \cdot f \cdot \rho \cdot \upsilon_к^3 \cdot t}{G \cdot R}} = 0{,}82 \sqrt[3]{\frac{\Phi \cdot G \cdot H \cdot \rho \cdot \upsilon_к^2}{R \cdot d}} , \qquad (5)$$

где $c_ш$ – коэффициент лобового сопротивления частиц шарообразной формы в области автомодельности, равный 0,45.

При движении частиц горной массы в желобе необходимо учитывать неравномерность передачи энергии падающих кусков окружающему воздуху за счет взаимного их влияния через коэффициент лобового сопротивления, т.е учитывать условия стесненности [3]

$$c_{ст} = c_ш \cdot \Phi \cdot (E_D \cdot E_\beta), \qquad (6)$$

где E_D – поправка на коэффициент лобового сопротивления из-за влияния стенок канала при турбулентном режиме течения, равная $E_D = [1+2{,}1\ (d/D)]\cdot(1-\ d/D\ )]\ (1-d/D)^2$; D – размер стенок желоба, м; E_β – коэффициент влияния соседних частиц, который рекомендуется определять по выражению $E_\beta = 1{,}56 - 0{,}155\ l'/d$, [4]; l' – расстояние между соседними частицами; d –диаметр частиц горной массы.

Установлено, что при $D/d \geq 10$ влиянием стенок канала можно пренебречь. На количество эжектируемого воздуха влияет не только аэродинамическое сопротивление движения воздуха, но и местные сопротивления: вход воздуха из верхнего укрытия в желоб ξ_1 = 0,3, выход воздуха из желоба в укрытие ξ_2 = 1,05 (здесь ξ_1 и ξ_2- коэффициенты местного сопротивления) [5].

Потери напора $h_м$ (Па), затраченного на преодоление какого-либо местного сопротивления, можно определить по формуле Вейсбаха [5]

$$h_м = \xi \frac{\rho \cdot \upsilon^2}{2g} , \qquad (7)$$

где ρ – удельный вес воздуха.

Учитывая, что $h_м = R_м \cdot Q_м^2$ (здесь $R_м$ – аэродинамическое сопротивление движению воздуха на местные сопротивления; $Q_м$ - расход воздуха по желобу при напоре $h_м$ и $\upsilon = (Q_м / F)^2$, можно местные сопротивления выразить через $R_м$, т.е.

$$R_м = \frac{2g \cdot F^2}{\xi_{ж}} \cdot \frac{\xi}{2g \cdot F^2} , \qquad (8)$$

где $\xi_{ж}$ – сумма коэффициентов местных сопротивлений, отнесенных к концу желоба.

Тогда суммарное сопротивление движению воздуха по желобу можно принять как

$$R_\Sigma = R + R_м . \qquad (9)$$

С учетом изложенного расход эжектируемого воздуха по вертикальному желобу при

отсутствии аспирации будет равен

$$Q_э = 0{,}82\sqrt[3]{\frac{E_\beta \cdot \mathrm{E}_D \cdot \Phi \cdot G \cdot H \cdot \rho \cdot \upsilon_к^{\,2}}{R_\Sigma \cdot d}}\,. \qquad (10)$$

При отсутствии желоба мощность эжектируемого потока воздуха можно представить как [2]

$$N = Q \cdot h = Q \cdot 0{,}5 \cdot u^2 \cdot \rho \cdot g^{-1}, \qquad (11)$$

где h – динамическое давление эжекционного потока, н/м^2 ; u – скорость движения воздуха, м/с; g – ускорение свободного падения, м^2/с.

Приняв, что контуры эжекционного потока находятся в пределах сечения падающего материала в горизонтальной плоскости F, и приравняв правые части (6) и (11), получим

$$Q_э = \sqrt[3]{\frac{g \cdot c_ш \cdot \Phi \cdot G \cdot H \cdot F^2 \cdot \upsilon_к^2 \cdot \pi}{4\pi \cdot 0{,}5 \cdot d \cdot t}}\,. \qquad (12)$$

С учетом условий стесненности для частиц произвольной формы имеем

$$Q_э = 1{,}1\sqrt[3]{\frac{\mathrm{E}_\beta \cdot \Phi \cdot G \cdot H \cdot F^2 \cdot \upsilon_к^2 \cdot g}{d \cdot t}}\,. \qquad (13)$$

Для наклонных желобов при стационарном движении горной массы ранее было получено [4]

$$Q_э = 0{,}51\,\upsilon_к\sqrt[3]{\frac{c_{ст} \cdot \rho \cdot в \cdot L_э}{R'}}\,, \qquad (14)$$

где $c_{ст}$ – коэффициент лобового сопротивления частиц с учетом условий стесненности; $в$ – ширина желоба; $L_э$ – длина эжектирования воздуха (при отсутствии воздушных потоков в желобе $L_э$=$L_ж$); $L_э$ = длина желоба, м; R' – аэродинамическое сопротивление узла перегрузки с учетом заполнения желоба, н·с^2/м^8.

Формула (14) не учитывает коэффициенты местных сопротивлений при входе воздуха в желоб и выходе из него, а также возможные повороты воздушного потока при перегрузках горной массы по наклонным желобам с различным углом наклона к горизонту. С учетом изложенного в окончательном виде формулу (14) можно представить

$$Q_э = 0{,}39\,\upsilon_к\sqrt[3]{\frac{\mathrm{E}_\beta^{-1} \cdot \Phi \cdot \rho \cdot в \cdot L_э}{R'_\Sigma}}\,. \qquad (15)$$

Для вертикальных перегрузок периодического действия количество кусков, находящихся в желобе, будет равно

$$n = \frac{V_0}{V} = \frac{6V_0}{\pi d^3}, \qquad (16)$$

где V_0 – одноразовый объем перегружаемой горной массы.

Выполнив аналогичные математические преобразования, получим следующие формулы для нахождения объемов эжектируемого воздуха $Q_э$ (м^3) при наличии вертикального желоба и отсутствии последнего [6]:

$$Q_э = 0{,}82\,\upsilon_к\sqrt[3]{\frac{\mathrm{E}_\beta^{-1} \cdot \mathrm{E}_D^{-1} \cdot \Phi \cdot V_0 \cdot \rho}{d \cdot R_\Sigma}}\,, \qquad (17)$$

$$Q_э = 1{,}1\upsilon_к \sqrt{\frac{E_\beta^{-1} \cdot \Phi \cdot V_0 \cdot F^2}{d}} \quad (18)$$

При одноразовой перегрузке горной массы через наклонный желоб объемы эжекции могут быть определены также по формуле (17), только в зависимости от плотности его загрузки будут изменяться R и E_β.

Анализ вышеприведенных зависимостей дает возможность изыскания способов снижения эжекционных потоков воздуха путем влияния на определенные параметры, влияющие на общий расход объемов аспирации и на пылевую обстановку в рабочей зоне. Объемы воздуха, увлекающие и транспортирующие через вертикальный желоб кусковые горные массы, могут быть снижены за счет увеличения параметров E_β, E_D, R_Σ и уменьшения конечной скорости падения частиц $\upsilon_к$.

В свою очередь E_D и R, являющиеся одной из составляющих R_Σ, зависят от размеров желоба D. Чем больше D, тем больше E_D и меньше аэродинамическое сопротивление трению воздушного потока о стенки желоба. Поэтому, с точки зрения уменьшения объемов эжекции, выгодным становится применение желобов небольшого диаметра. Для определения влияния различных параметров на степень снижения рассмотрим конкретный пример для узла вертикальной перегрузки кусковой горной массы с размером частиц d = 5 см и высотой падения их H = 2,0 м. Расход горной массы $\dot{G}$ = 0,1 м^3/с, а размеры поперечного сечения желоба квадратной формы 0,4 м х 0,4 м , т.е. D_1 = 0,4 м.

Первоначально определим влияние стенок желоба поправкой, определенной по формуле (6). Расчеты производились также для желобов с D_2 = 0,3 м и D_3 = 0,2 м. Результаты расчетов проиллюстрированы на рис. 1. Установлено [3], что при $D/d \geq 10$ влиянием стенок канала можно пренебречь.

Коэффициент, учитывающий влияние соседних частиц при условии равномерного их распределения, равен [7]

$$E_\beta = (1-\beta')^{\eta_0}, \quad (19)$$

где β' – плотность загрузки желоба, м^3/м^3 ; η_0 – опытный коэффициент, полученный при стесненном движении частиц, равный 2,5 – 3,8.

При определении численного значения поправки E_β было принято, что η_0= 3,0, а плотность загрузки находилась как $\beta = V_n / V_ж$ (здесь V_n – объем породы, постоянно находящейся в желобе; $V_ж$ – объем желоба, м^3). Параметр V_n рассчитывался как $V_n = Q \cdot t = Q/\sqrt{2qH}$ (где t – время нахождения частиц в желобе). График зависимости $k_\beta = E_{\beta 1} / E_{\beta i} (D_1/D_i)^{-}$ также показан на рис. 1.

Аэродинамическое сопротивление может быть найдено из формулы Дарси-Вейсбаха [5]:

$$h_{Тр} = \lambda \frac{\ell}{D} \cdot \frac{\upsilon^2 \rho}{2q} = R \cdot Q^2, \quad (20)$$

где $h_{ТР}$ – потери напора воздушного потока на сопротивление трения о стенки воздуховода; l – длина воздуховода, м; λ – коэффициент аэродинамического сопротивления трению.

Из (20) следует, что

ISSN 1561-4212. ВЕСТНИК ВКГТУ, 2008, №1

$$R_{Tp} = \lambda \frac{\ell}{D \cdot F} = \lambda \frac{\ell \cdot \rho}{D^5 \cdot 2q}. \qquad (21)$$

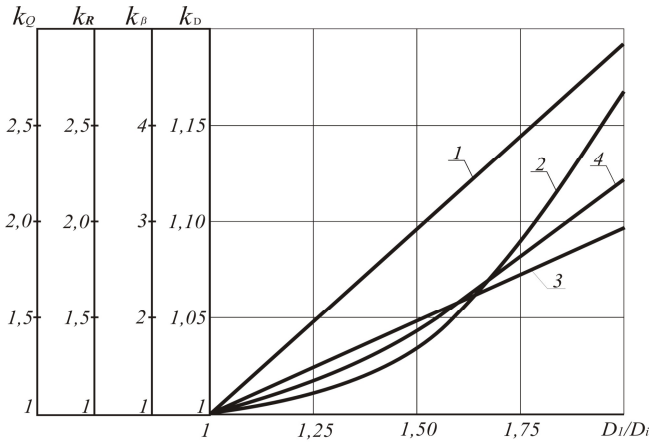


Рисунок 1 – Кратность снижения коэффициентов k_D - 1, k_β,- 2, k_R – 3, k_Q - 4 при уменьшении размеров желоба для вертикальных узлов перегрузок

Коэффициент, учитывающий изменение R с уменьшением размера желоба, равен $k_R = (R_1/ R_i)^{-1}$. График зависимости $k_R = (D_1/ D_i)$ приведен на рис. 1. Из приведенного рисунка следует, что с уменьшением поперечного сечения желоба снижаются объемы эжекции, т.е. $Q_{эi} = \sqrt[3]{k_D \cdot k_R \cdot k_\beta \cdot Q_э}$. Чем плотнее перегружаемый поток, тем меньше расход эжектируемого воздуха по желобу. Это связано с тем, что значительная часть частиц пересыпаемой горной породы находится в спутной струе или не соприкасается с воздухом, т.е. не участвует в явлении увлечения воздуха падающим материалом. Большое влияние на эжектирующие способности горной породы оказывают размеры поперечного сечения желоба, определяющие при заданной высоте перегрузки аэродинамическое сопротивление трения о стенки желоба.

На рис. 1 приведен также график зависимости $k_Q = Q_{э1}/Q_{эi} = f\,(D_1/D_i)$, где учтено влияние всех параметров, а именно: k_D, k_β, k_R. Анализ этой зависимости свидетельствует о том, что уменьшение поперечного сечения желоба в рассматриваемом примере в 2 раза приводит к снижению объемов эжекции 2,22 раза.

Количество увлекаемого воздуха падающим материалом также может быть уменьшено за счет различных устройств типа задвижек, установленных в желобе, создающих дополнительное местное сопротивление воздуха. Из формулы (8) и (9) следует, что с увеличением коэффициента местного сопротивления (к.м.с.) возрастает $R_м$ и R_Σ,, а следовательно уменьшаются объемы аспирации.

В таблице приведены значения к.м.с. для диафрагмы (задвижек) на трубопроводах по данным работы [5].

Значения коэффициента местного сопротивления для задвижек

n	ξ	n	ξ
0,1	284	0,4	9,8

0,2	50,3	0,5	4,4
0,3	19,9	0,6	2,4

В таблице $n=\omega_2/\omega_1$ – степень сжатия потока (здесь ω_2 – сечение трубопровода в плоскости установки задвижки; ω_1 – сечение трубопровода).

Выполним расчет эффективности снижения объемов эжекции для желоба размером 0,4 х 0,4 м с установленной в нижней части перегородки с n = 0,5. Тогда для рассматриваемого примера получим

$$R_\Sigma = \frac{\xi\rho}{2qF^2} + \lambda\frac{\ell\rho}{D^5\cdot 2q} = \frac{4{,}4\cdot 1{,}2}{2{,}10\cdot 0{,}16^2} + \frac{0{,}07\cdot 2{,}0}{0{,}45\cdot 2{,}10} = 10{,}25 + 2{,}05 = 12{,}4\frac{кг\cdot c^2}{м^8} = 124\frac{Н\cdot c^2}{м^8}.$$

Для определения коэффициента λ была использована формула Веймауста [5]

$$\lambda = \frac{0{,}094}{D^{1/3}}\ . \qquad (22)$$

Выполненные исследования для вертикальных, стационарных и периодических перегрузок кусковых материалов показали, что установка перегородки указанного размера позволяет увеличить R_Σ в 5,02 раза, а объемы эжекции снизить в 1,7 раза, что равносильно уменьшению первоначальных размеров D_1 в 1,4 раза. На рис. 2 приведен график зависимости коэффициента снижения количества увлекаемого падающим в желобе материалом воздуха при наличии перегородки в нем и различных значениях n. Безусловно, что чем меньше степень сжатия n, тем больше эффект снижения эжектирующих способностей перегружаемых кусков горной массы.

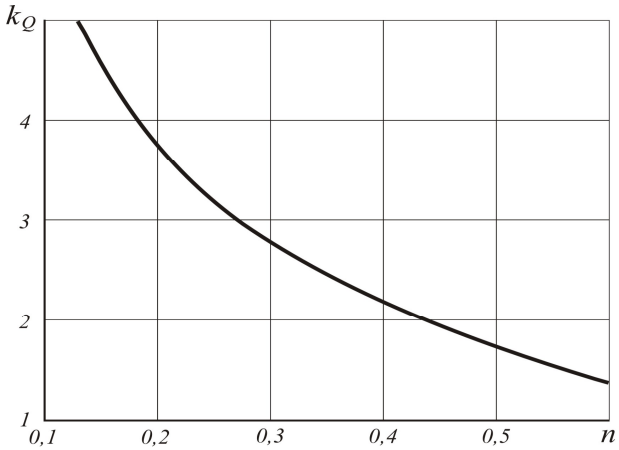


Рисунок 2 – Зависимость коэффициента снижения объемов эжекции k_Q в желобах с перегородкой от степени сжатия воздушного потока n

Объемы эжектируемого воздуха могут быть существенно снижены за счет уменьшения конечной скорости падения кусков или частиц перегружаемого по вертикальным желобам материала.

При вертикальном падении горной породы конечная скорость кусков в конце желоба достигает максимального падения. Кроме того, горная масса и пылевоздушные потоки, ударяясь о горизонтальную поверхность (например, ленту конвейера), разлетаются в раз-

ные стороны. Это увеличивает вероятность просыпания транспортируемого материала и затрудняет улавливание пылевоздушных потоков. Для того чтобы этот процесс носил управляемый и направленный характер, как было отмечено выше, желательно нижнюю часть желоба делать наклонной.

В наклонных желобах при стационарном или периодическом транспортировании кусков горной массы объемы эжекции могут быть снижены за счет влияния на параметры E_{β}, E_D, R_{Σ} и $\upsilon_к$. В отличие от вертикальных перегрузок в данном случае отличительной особенностью является более высокая плотность перегружаемого материала в желобе и уменьшение «живого» сечения в результате заполнения его горной породой. Это приводит к возрастанию сопротивления движению воздуха за счет его трения о стенки желоба. Установлено [2], что при достаточной полноте загрузки желоба (когда имеется хотя бы один слой транспортируемого материала на дне желоба) передача энергии движущегося материала окружающему воздуху идет через поверхность слоя и не зависит от крупности кусков горной массы. Идеальным, с точки зрения исключения явления эжекции в наклонном желобе, является предотвращение контакта поверхности транспортируемой массы с воздухом.

Рассчитаем величину коэффициента E_{β} при плотности загрузки желоба, равной 0,9 и 0,5: $E_{\beta} = (1-0,9)^3 = 0,001$; $E_{\beta} = (1-0,5)^3 = 0,125$, т.е. увеличение плотности загрузки желоба в 1,8 раза приводит к уменьшению объемов эжекции в 5 раз ($n = \sqrt[3]{0,125/0,001}$).

Кроме того, возрастает аэродинамическое сопротивление движению воздуха в желобе в $F_1^2 D_{y1}/F_2^2 \ D_{y2}$ (где F_1 и F_2 – соответственно, площадь живого сечения при степени заполнения 0,5 и 0,9; D_{y2} и D_{y1} – приведенные размеры стенок желоба в живом сечении).

Расчеты показывают, что для желоба со сторонами 0,4х0,4 м величина R возрастает в $(0,4x0,2)^2 \cdot 0,30 \ / \ (0,4 \cdot 0,036)^2 \cdot 0,218 = 42,5$ раза, а объемы эжектируемого воздуха в $\sqrt[3]{42,5} = 3,5$ раза.

В целом общее снижение объемов эжекции от указанных факторов составит 17,5 раза.

При перегрузках кусковой горной массы без желобов явление эжектируемого воздуха может быть уменьшено регулированием параметров падающего потока, а именно F и E_{β}. Поэтому при проектировании узлов перегрузки горной массы без применения желобов необходимо предусматривать устройства, ограничивающие расширение падающего потока горной массы и обеспечивающие максимальную плотность падающего потока.

Используя формулу (13), можно ориентировочно подсчитать, что при увеличении плотности потока в 1,8 раза при неизменной высоте перегрузки H объемы эжекции снизятся в $(F_1^2 \cdot E_{\beta 1})/(F_2^2 \cdot E_{\beta 2}) = 2,95$ раза.

Список литературы

1. Афанасьев И.И. Обеспыливание воздуха на фабриках горнообогатительных комбинатов / И.И. Афанасьев, В.С. Ващенко, Г.И. Генералов. - М.:Недра,1972. - 184 с.
2. Гращенков Н.Ф. Исследование эжектирующих свойств падающего материала / Н.Ф. Гращенков, В.С. Харьковский, Б.Н. Цай //Известия вузов. Горный журнал. - 1977. - №9. - С. 56-59.
3. Горбис Э.Р. Теплообмен и гидромеханика дисперсных сквозных потоков. - М.: Энергия, 1970. - 424 с.
4. Цай Б.Н. Исследование и совершенствование аспирационного обеспыливания воздуха в дробильно-сортировочных цехах горно-рудных предприятий: Автореф. дис. ... канд. наук. - Караганда, 1978. - С. 20.
5. Сапарова Г.К. Объемы эжектирования при перегрузках кусковой горной массы // Наука

и техника Казахстана. – Павлодар, 2005. - №4. - С. 140-145.
6. Лященко П. В. Гравитационные методы обогащения. - М.: Металлургиздат, 1950. - 214 с.

Получено 21.02.2008.

УДК 536.231

Г.Ж. Солтан
ВКГТУ им. Д. Серикбаева, г. Усть-Каменогорск

ИНФОРМАЦИОННОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ ЭКОЛОГИЧЕСКОГО МОНИТОРИНГА ПРЕДПРИЯТИЯ

Решение задач комплексного анализа состояния окружающей среды и оценки природоохранных мероприятий направлены на улучшение ее качества и осуществляется путем экологического мониторинга. Экологический мониторинг предусматривает выполнение комплекса наблюдений, оценок, прогнозов и разрабатываемых на их основе рекомендаций вариантов альтернативных управленческих решений, необходимых и достаточных для управления состояния окружающей природной среды. На территориальные органы по охране окружающей среды возложена координация деятельности предприятий и организаций в области мониторинга окружающей среды:

– сбор, анализ, обобщение и хранение информации по предприятиям – загрязнителям, видам и объемам загрязнений;

– введение баз и банков данных по характеристикам состояния окружающей среды и природных ресурсов;

– обеспечение создания и функционирования экологических информационных систем на предприятиях.

Система экологического мониторинга представляет собой достаточно сложный комплекс взаимосвязанных в информационном плане, но обособленных в функциональном отношении систем измерения, сбора и обработки данных о состоянии окружающей природной среды, источниках воздействия на нее. Для того чтобы такая система отвечала всем предъявляемым к ней требованиям, деятельность всех ее элементов должна:

– во-первых, подчиняться неким общим требованиям и правилам;

– во-вторых, взаимодействовать друг с другом по определенным направлениям функционирования, прежде всего генерации и обмена информацией;

– в третьих, взаимодействие элементов друг с другом должно отличаться от простого суммирования результатов деятельности элементов, давать возможность получения соответствующей информации, необходимой для принятия решений управляющими субъектами.

Принятие решений должно основываться на реальных данных об объекте управления. Такая информация обычно хранится в оперативных базах данных OLTP-систем. Но эти оперативные данные не подходят для целей анализа, так как для анализа и принятия стратегических решений в основном нужна агрегированная информация. Кроме того, для целей анализа необходимо иметь возможность быстро манипулировать информацией, представлять ее в различных аспектах, производить различные нерегламентированные запросы к ней, что затруднительно реализовать на оперативных данных по соображениям

производительности и технологической сложности.

Экологический мониторинг на предприятии предполагает создание отдельного хранилища данных, содержащего агрегированную информацию в удобном виде. Целью построения хранилища данных является интеграция, актуализация и согласование оперативных данных из разнородных источников для формирования единого непротиворечивого взгляда на объект управления в целом. При этом в основе концепции хранилищ данных лежит признание необходимости разделения наборов данных, используемых для транзакционной обработки, и наборов данных, применяемых в системах поддержки принятия решений. Такое разделение возможно путем интеграции разъединенных в различных системах обработки данных и внешних источниках детализированных данных в едином хранилище, их согласования и, возможно, агрегации.

В этих условиях чрезвычайно важно сформировать в рамках экологического мониторинга предприятия систему полного первичного учета его природоохранной деятельности, которая позволит обеспечить достоверность данных об объеме, составе и степени нейтрализации отходов производства, а также природоохранных затратах. Анализ литературы, посвященной данной проблеме, показывает, что процесс формирования системы учета в области природопользования на предприятиях идет очень медленно, хотя в этом должны быть заинтересованы, прежде всего, сами предприятия в силу платности использования ресурсов. Утвержденный порядок первичного учета по охране атмосферы; учету, охране и использованию водных ресурсов; учету, охране и использованию земельных ресурсов, отведенных предприятию во временное и постоянное пользование; учет отходов и мест их складирования на предприятии, а также учет капитальных вложений и текущих затрат на мероприятия по охране ОС не ведется на многих предприятиях. Причиной этого является недостаточность и несовершенство методического и информационного обеспечения, а ведь именно ведение этих форм является основой для заполнения государственных статистических форм, экологического аудита и разработки природоохранных мероприятий.

Первичный учет забираемых из водных объектов и сбрасываемых вод производится по следующим формам первичного учета:

– журнал учета водопотребления (водоотведения) водоизмерительными приборами и устройствами;

– журнал учета водопотребления (водоотведения) косвенными методами;

– журнал учета качества сбрасываемых сточных вод.

Цель таких мероприятий состоит в упорядочении учета водопотребителя на каждом объекте водопотребления и водоотведения с указанием их местонахождения; водомерных устройств; систематизации видов источников (приемников) воды на объектах; определении расхода забираемой и сбрасываемой воды; определении общего расхода и сброса воды по объекту как прямыми, так и косвенными методами; подготовке данных для заполнения формы водхоз; планировании работ по оснащению измерительным оборудованием; оценке качественного состава забираемых и сбрасываемых вод, количества ВВ; определении количества водовыпусков и их состава; подготовке данных для расчета платы за загрязнение водных объектов и оценке экологического (экономического) ущерба; планировании мероприятий по очистке сточных вод.

Журнал учета капитальных затрат на мероприятия по охране водного бассейна является первичным документом, удостоверяющим сумму затрат на мероприятия систем и в их подразделениях. Журнал заполняется на основании актов приемки объектов по очи-

стке воды, созданию водоохранных зон и т. д. Регистрация освоения затрат на мероприятия по защите гидросферы проводится по мере их вложения, но не реже одного раза в квартал.

Журнал по первичному учету водоохранных мероприятий заполняется на основе плановых и фактических затрат, подразделяемых на прямые и косвенные. Журнал заполняется ежемесячно, с подведением итогов по кварталам и за год. Журнал заполняется также в том случае, когда не установлены удельные текущие расходы на 1 $м^3$ потребляемой или отводимой воды.

Заполнение на производстве вышеуказанной первичной информации очевидно и обусловлено не только требованием природоохранных и других контролирующих органов. Эта категория отчетности при рыночной экономике становится такой же важной, как и составление балансовой отчетности предприятия. Во многих странах передовые компании довольно умело используют первичные экологические данные для создания имиджа "чистых" производств и продукции, а также для получения льготных кредитов для расширения или модификации деятельности.

Комплекс природоохранных мероприятий формируется с учетом экологических программ всех предприятий-загрязнителей региона. В настоящее время большая часть из них должна финансироваться средствами самого предприятия. Для повышения эффективности природоохранных мероприятий в разработанной нами методике предлагается осуществлять выбор группы первоочередных мероприятий, которые будут финансировать все предприятия, оказывающие влияние на загрязнение окружающей среды.

В первую очередь должны проводиться мероприятия, которые значительно снижают сброс загрязняющих веществ, наиболее сильно превышающих предельно допустимые концентрации.

Для примера приведем зависимость эффективности природоохранных мероприятий от первоочередности. На рис. 1 показан график затрат на осуществление природоохранных мероприятий в зависимости от времени (в том порядке, в каком они выполняются предприятиями).

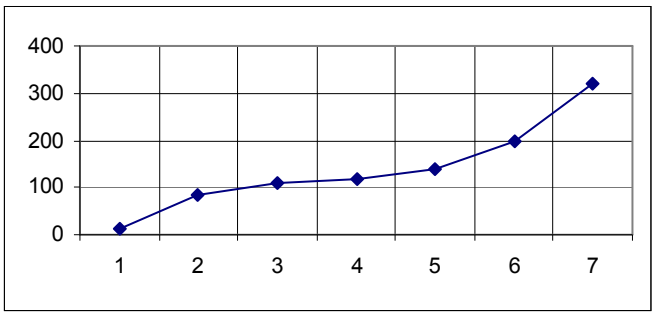


Рисунок 1 – График затрат на осуществление природоохранных мероприятий (в произвольном порядке)

Для сравнения на рис. 2 показан график затрат на осуществление природоохранных мероприятий в порядке, обеспечивающем максимальную экологическую эффективность мероприятий.

ISSN 1561-4212. ВЕСТНИК ВКГТУ, 2008, №1

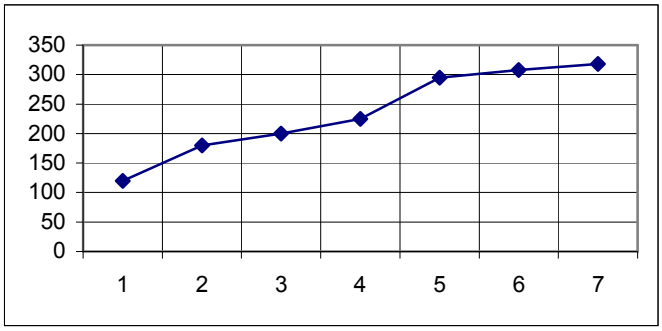


Рисунок 2 – График затрат на осуществление природоохранных мероприятий (в эффективном с экологической точки зрения порядке)

Как мы видим из двух графиков при осуществлении всех мероприятий в произвольном порядке мы тратим изначально небольшое количество средств, затем эти средства значительно возрастают. При осуществлении мероприятий в эффективном порядке затраты равномерно возрастают. Причем необходимо отметить, что и экологическая эффективность мероприятий также зависит от порядка проведения мероприятий. На рисунке 3 показана эффективность мероприятий в произвольном порядке, а на рисунке 4 – в наиболее эффективном порядке.

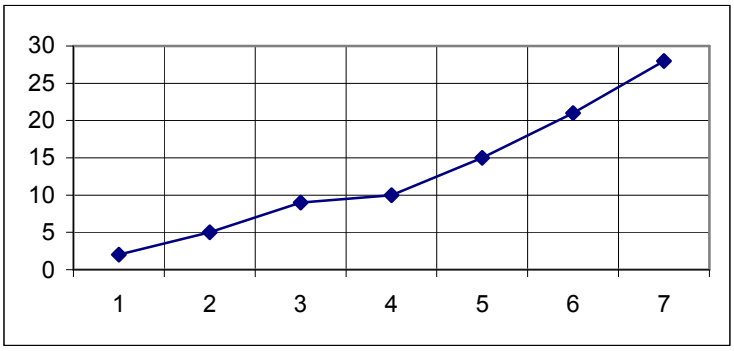


Рисунок 3 – Эффективность природоохранных мероприятий (произвольный порядок осуществления мероприятий)

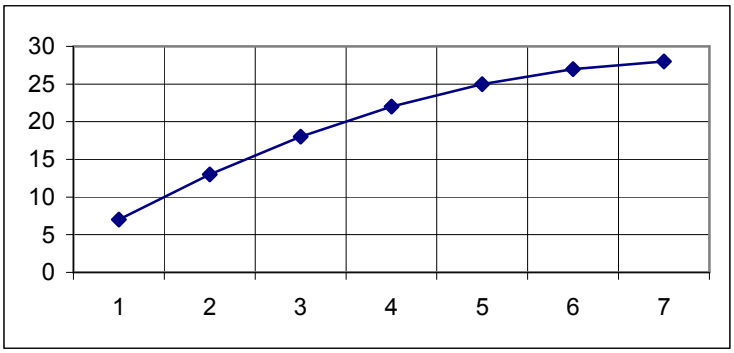


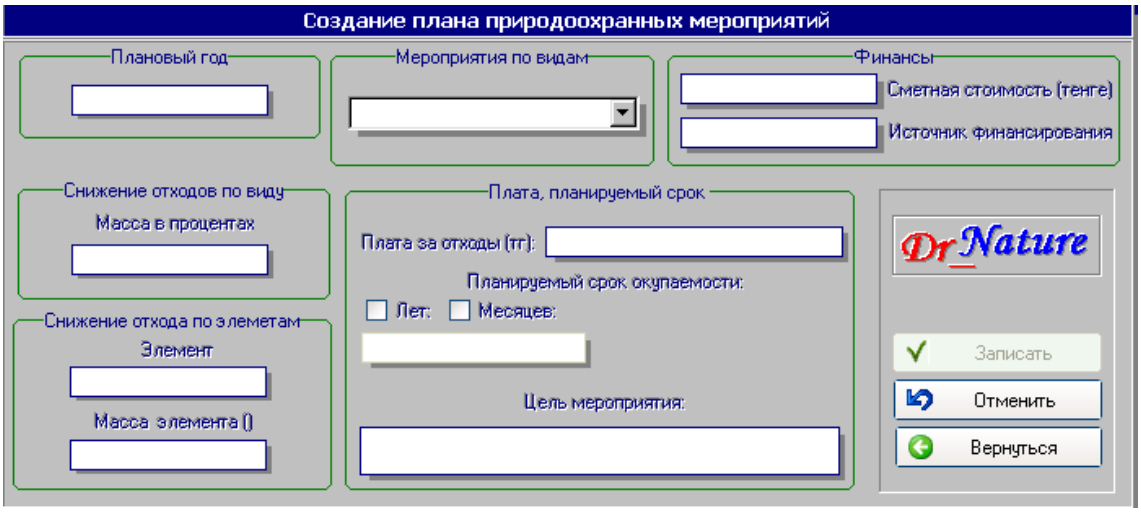
Рисунок 4 – Эффективность природоохранных мероприятий (эффективный порядок осуществления

мероприятий)

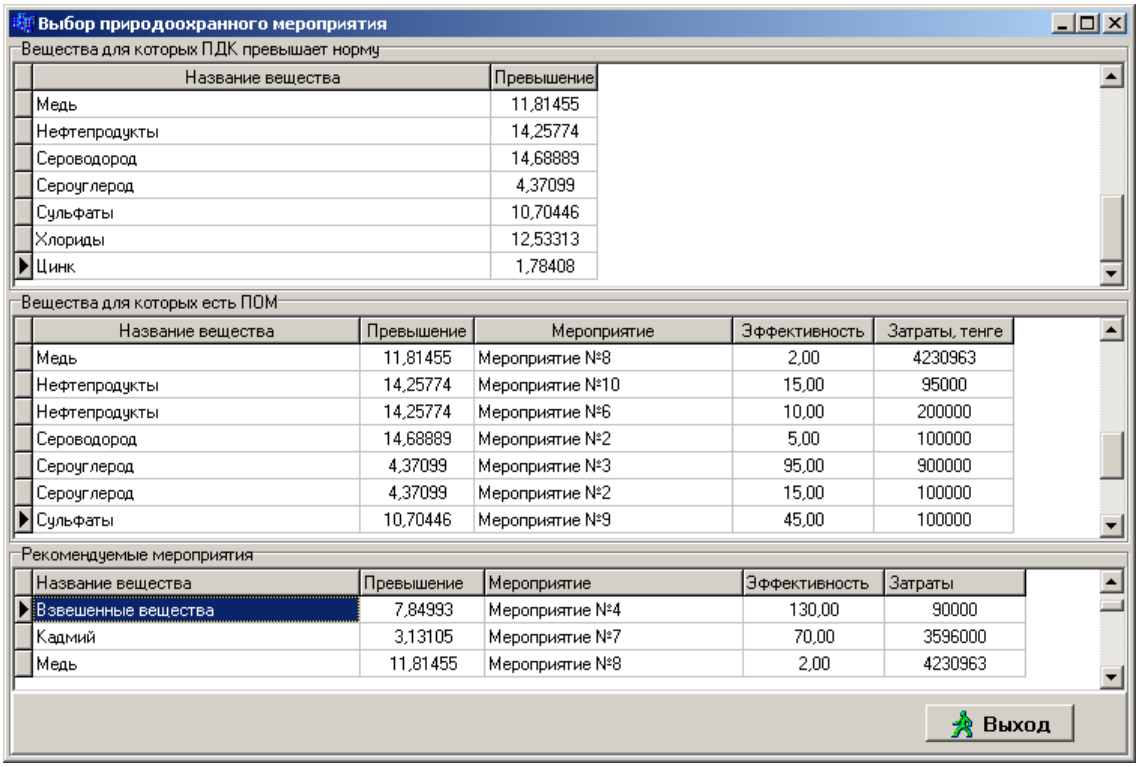
Как видно из графиков порядок выполнения мероприятий влияет не только на эффективность затрат на осуществление экологических мероприятий, но и на эффективность природоохранных мероприятий.

Для решения задачи по выбору природоохранного мероприятия было разработано программное приложение. На рис. 5 показаны работающие окна приложения.

Таким образом, с помощью разработанной методики выбирается набор оптимальных мероприятий, которые удовлетворяют необходимым экологическим и экономическим требованиям. Выбранный по указанному методу набор природоохранных мероприятий является эффективным для улучшения экологического состояния реки Иртыш, а также позволяет оптимально расходовать финансовые средства на осуществление природоохранных проектов.



ISSN 1561-4212. ВЕСТНИК ВКГТУ, 2008, №1



Название вещества	Превышение
Медь	11,81455
Нефтепродукты	14,25774
Сероводород	14,68889
Сероуглерод	4,37099
Сульфаты	10,70446
Хлориды	12,53313
Цинк	1,78408

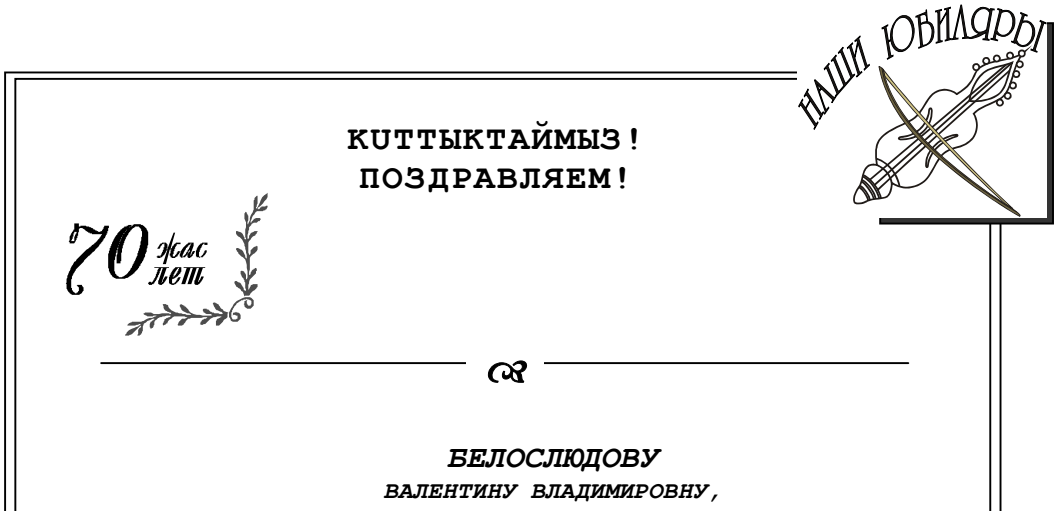
Название вещества	Превышение	Мероприятие	Эффективность	Затраты, тенге
Медь	11,81455	Мероприятие №8	2,00	4230963
Нефтепродукты	14,25774	Мероприятие №10	15,00	95000
Нефтепродукты	14,25774	Мероприятие №6	10,00	200000
Сероводород	14,68889	Мероприятие №2	5,00	100000
Сероуглерод	4,37099	Мероприятие №3	95,00	900000
Сероуглерод	4,37099	Мероприятие №2	15,00	100000
Сульфаты	10,70446	Мероприятие №9	45,00	100000

Название вещества	Превышение	Мероприятие	Эффективность	Затраты
Взвешенные вещества	7,84993	Мероприятие №4	130,00	90000
Кадмий	3,13105	Мероприятие №7	70,00	3596000
Медь	11,81455	Мероприятие №8	2,00	4230963

Рисунок 5 – Окно программного приложения

Перечисленные обстоятельства приводят к тому, что используемая система данных далеко не адекватно отражает степень достижения экологических нормативов и требований, эффективность рационального природопользования и прогрессивности проводимых природоохранных мероприятий. Тем не менее, большинство авторов в последнее время склоняется к выводу о необходимости использования обобщающих и интегральных показателей для оценки эколого-экономической деятельности предприятия, оценки природно-ресурсного потенциала и антропогенных воздействий на него.

Список литературы

1. Акимова Т.А. Основы экоразвития: Учебное пособие / Т.А. Акимова, В.В. Хаскин. – М.: Изд-во Рос. экон. акад., 1994 . — 312 с.
2. Арсенов В.В. Эколого-экономический рейтинг предприятия. — Саратов: Изд-во Сарат. ун-та, 1997 .— 117 с.
3. Голубева С.Г. Методология эколого-экономической оценки как инструмент для формирования природоохранной стратегии развития / С.Г. Голубева, Е.Г. Орлова, С.Г. Смолина // Экологическая экспертиза. Обзорная информация. - Вып. 6. - М.,1996 . — С. 33-41.

Получено 12.03.08