Государственный Комитет по топливной промышленности
при Госплане СССР

ИНСТИТУТ ГОРНОГО ДЕЛА
им. А. А. Скочинского

ДОНЕЦКИЙ НАУЧНО-ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ УГОЛЬНЫЙ ИНСТИТУТ

Проект

ИНСТРУКЦИЯ ПО УВЕЛИЧЕНИЮ ВЫХОДА КРУПНОКУСКОВОГО УГЛЯ И СНИЖЕНИЮ ВЫХОДА УГОЛЬНОЙ МЕЛОЧИ НА ШАХТАХ ДОНЕЦКОГО БАССЕЙНА

Москва
1963

gost.e-ecolog.ru

Государственный Комитет по топливной промышленности
при Госплане СССР

ИНСТИТУТ ГОРНОГО ДЕЛА
им. А. А. Скочинского

ДОНЕЦКИЙ НАУЧНО-ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ УГОЛЬНЫЙ ИНСТИТУТ

Проект

ИНСТРУКЦИЯ ПО УВЕЛИЧЕНИЮ ВЫХОДА КРУПНОКУСКОВОГО УГЛЯ И СНИЖЕНИЮ ВЫХОДА УГОЛЬНОЙ МЕЛОЧИ НА ШАХТАХ ДОНЕЦКОГО БАССЕЙНА

Москва
1963

Настоящая инструкция разработана на основании решения от 29 октября 1962 г. секции рудничного транспорта научного совета по проблемам горного дела Государственного комитета СМ СССР по координации научно-исследовательских работ.

В разработке инструкции принимали участие сотрудники лаборатории поверхностного комплекса шахт (докт.техн. наук А.Г.Фролов, инж. Г.В.Звенигородская - разделы Ш и IУ) и лаборатории механических способов разрушения горных пород (кандидаты технических наук А.И.Берон и Е.З.Позин - разделы I и П) Института горного дела им. А.А.Скочинского, а также сотрудники отдела рудничного транспорта ДонУГИ (кандидаты технических наук А.А.Крахмалев и В.А.Леонов - глава П).

В основу инструкции положены рекомендации по снижению измельчения угля, разработанные различными организациями в результате проведенных исследований. Соблюдение всех рекомендуемых мероприятий позволит снизить выход мелкого угля(класса 0-6 мм) до 25-30%, что даст экономию только на антрацитовых шахтах Украинского Донбасса около 5) млн. руб. в год.

Настоящая инструкция является приложением к "Правилам технической эксплуатации угольных шахт" и "Нормам технологического проектирования угольных шахт, карьеров и обогатительных фабрик".

I. МЕРОПРИЯТИЯ ПО УМЕНЬШЕНИЮ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ УГЛЯ ВНОВЬ ПРОЕКТИРУЕМЫМИ И МОДЕРНИЗИРУЕМЫМИ ДОБЫЧНЫМИ МАШИНАМИ

§ I. Основные положения

I. Для уменьшения измельчения угля добычными машинами оценка совершенства их исполнительных органов должна производиться по средней величине условного сечения среза, приходящегося на один резец.

И с т и н н о е сечение среза предопределяет нагрузки и мощность на исполнительном органе и определяется как частное от деления объема угля, вырезаемого резцами в единицу времени, на суммарный путь резания всеми резцами за то же время.

У с л о в н о е сечение среза характеризует степень измельчения угля и определяется как частное от деления объема всего добытого угля (с учетом межщелевых и надщелевых пачек) на суммарный путь резания всеми резцами.

2. При резании выход угольной мелочи гиперболически снижается с увеличением средних значений сечения среза. Интенсивность снижения выхода класса 0-6 мм постепенно убывает и при сечениях среза более I5-25 $см^2$ становится незначительной.

3. Выход угольной мелочи зависит от соотношения параметров среза, он минимален при рациональном отношении ширины среза $t_{ср}$ к толщине $h_{ср}$, равном I,5-3.

4. Выход угольной мелочи (класс 0–6 мм) гиперболически возрастает с увеличением удельной энергии резания угля, одновременно снижается выход класса +25 мм.

5. Для увеличения производительности машин и уменьшения выхода мелких классов угля следует выбирать режимы резания, при которых удельные затраты энергии на работу исполнительного органа минимальны.

6. Вероятный процентный выход класса 0–6 мм при добывании энергетических углей Донецкого бассейна может быть определен по зависимости, установленной в ИГД им. А.А.Скочинского [4]:

$$W_{-6} = K_{п} \frac{100\, H_{w_м} + 45}{H_{w_м} + 4{,}05}\ ,\%, \qquad (I)$$

где W_{-6} – вероятный выход мелочи класса 0–6 мм, %;

$H_{w_м}$ – затраты энергии резцами исполнительного органа, квт.ч/м^3;

$K_{п}$ – коэффициент переизмельчения угля исполнительным органом.

Ориентировочные значения коэффициента переизмельчения угля $K_{п}$ составляют для:

комбайнов, разрушающих уголь с поверхности забоя	~ I,25
узкозахватных комбайнов с кольцевым баром	~ I,4
широкозахватных комбайнов с кольцевым баром	~ I,5
режущих цепей:	
прямых баров	~I,25
кольцевых баров	~ I,55

При работе цепных баров в режиме заштыбовки значение $K_{п}$ должно быть увеличено на II–I8%.

§ 2. Выбор рациональных параметров цепных исполнительных органов, обеспечивающих уменьшение удельной энергии процесса резания и измельчения угля

I. Наивысшая производительность угледобывающей машины с цепным исполнительным органом и меньший выход угольной мелочи соответствуют режиму работы, предшествующему началу заштыбовки исполнительного органа.

Условия достижения оптимального режима (по данным ИГД им. А.А.Скочинского) [9]:

$$\left(\frac{V_р}{V_п}\right)_{опт} = \frac{L H_щ \left[(\lambda - 1) + \frac{T}{H_щ}\right]}{60\, F_ф} = I{,}67\, \frac{\ell_{ср}}{h_{ср}}, \qquad (2)$$

где $V_р$ - скорость резания, м/сек;

$V_п$ - скорость подачи, м/мин;

L - развернутая длина врубовой цели, м;

$H_щ$ - высота врубовой цели, м;

λ - коэффициент разрыхления штыба (отношение объемного веса угля к насыпному весу штыба);

T - толщина бара, м;

$h_{ср}$ - среднее значение толщины среза, см;

$\ell_{ср}$ - среднее (по исполнительному органу) расстояние между зубками в одной линии резания, м;

$F_ф$ - приведенная площадь потока штыба, предшествующая началу заштыбовки, $м^2$.

При отсутствии достоверных опытных данных можно пользоваться следующими усредненными величинами $F_ф$:

для кольцевых баров с режущей цепью комбайна "Донбасс"	- 0,004
для прямых баров с режущей цепью врубовых машин КМП-2 или ПМГ при работе:	
с почвы пласта, без расштыбовки	- 0,0013
с ручной расштыбовкой	- 0,0020
с механическим расштыбовщиком	- 0,0027
короткозвенными цепями и цепями со специальными средствами интенсификации выноса штыба из вруба и расштыбовщиками	до 0,006

2. Во избежание заштыбовки цепного бара рекомендуется принимать толщину среза

$$h_{опт} = 100 \frac{l_{ср} F_{ф}}{L H_{щ} \left[(\lambda - 1) + \frac{T}{H_{щ}} \right]} \text{ , см.} \qquad (3)$$

В частности, для кольцевых исполнительных органов, оснащенных режущими цепями комбайна "Донбасс",

$$h_{опт} \cong 2{,}4 \frac{l_{ср}}{L} \text{ , см ,} \qquad (3а)$$

для прямых баров, оснащенных режущими цепями врубовой машины КМП или ПМГ, соответственно

$$h_{опт} \simeq 470 \frac{l_{ср} F_{ф}}{L} \text{ , см.} \qquad (3б)$$

При работе цепными исполнительными органами ширину среза следует принимать

$$t_{ср} \leq b + (2 \div 2{,}4) h_{ср}, \qquad (4)$$

где b - ширина режущей кромки резца, см.

3. Скорость резания следует принимать равной или несколько больше оптимальной (ниже которой наступает заштыбовка режущей цепи)

$$v_{р} \geq \frac{Q_{т}}{3600 F_{ф}} \left[(\lambda - 1) + \frac{T}{H_{щ}} \right] = \frac{v_{п} L H_{щ}}{60 F_{ф}} \left[(\lambda - 1) + \frac{T}{H_{щ}} \right] \text{ , м/сек,} \qquad (5)$$

где $Q_{т}$ - техническая производительность исполнительного органа (по вырезанному углю), м^3/час.

4. Число резцов, одновременно участвующих в резании $n_{рр}$, связано со скоростью резания $v_{р}$ и технической производительностью исполнительного органа и должно определяться по формуле

$$n_{рр} = \frac{Q_{т}}{0{,}36 \, S_{ср} \cdot v_{р}} \text{ ,} \qquad (6)$$

где $S_{ср}$ - среднее сечение среза одним резцом,

$$S_{ср} = t_{ср} \cdot h_{ср} .$$

5. При разрежении режущих цепей необходимо заменять кулаки с неустановленными зубками специальными скребками,

интенсифицирующими вынос штыба из врубовой щели. При этом следует иметь в виду, что в любой линии резания цепного бара должно быть не менее 2 зубков; в нулевой и крайней внутренней для кольцевых и контурных баров или соответственно крайней верхней для прямых баров должно быть не менее 4, а во внешней линии резания или соответственно нижней не менее 6-10 зубков. Минимальное число резцов в режущей цепи должно быть равно или больше

$$n_p \geq 2\, m_{лр} + (8 \div 12), \qquad (8)$$

где n_p – число резцов во всей цепи после разрядки;

$m_{лр}$ – число линий резания.

Число резцов, одновременно участвующих в резании, определяется выражением

$$n_{рр} = n_p \frac{L}{L_ц} = \left[2\, m_{лр} + (8 \div 12)\right] \frac{L}{L_ц}, \qquad (9)$$

где $L_ц$ – развернутая длина врубовой цепи, м.

Оптимальная толщина среза при работе разреженной цепью всегда должна быть равна или незначительно меньше

$$h_{опт} \leq \frac{100\, m_{лр}\, L_ц\, F_ф}{n_p L H_щ \left[(\lambda - 1) + \frac{T}{H_щ}\right]}, \text{ см.} \qquad (10)$$

В частности, при работе семилинейной цепью комбайна "Донбасс" и установке вместо холостых кулаков специальных скребков, способствующих выносу штыба из врубовой щели, можно допустить, что $F_ф$ останется неизменным, и тогда

$$h_{опт} = (0{,}73 \div 0{,}62) \frac{L_ц}{L},$$

где 0,73 относится к $n_p = 22$,

0,62 относится к $n_p = 26$.

Отношение $\frac{L_ц}{L}$ определяется конструкцией исполнительного органа комбайна или врубовой машины. Для выпускаемых в настоящее время комбайнов с кольцевыми барами, оснащенных режущими цепями комбайна "Донбасс", довольно близкие к фактическим результаты дает следующая эмпирическая формула:

$$\frac{L_ц}{L} = \frac{1}{0{,}14 L_{захв} + 0{,}45}. \qquad (11)$$

6. Изложенные закономерности справедливы для проектирования машин с автоматическим регулированием скорости резания.

Условия автоматизации, обеспечивающей наивысшую производительность и лучшую сортность угля:

$$P_{эф} \approx const;\ \left(\frac{v_p}{v_n}\right)_{опт} = const;\ M \cdot n = const, \qquad (12)$$

где $P_{эф}$ – эффективная мощность двигателя, квт;

M – момент сопротивления резанию на ведущей звезде режущей части, кгм;

n – число оборотов ведущей звезды, об/мин.

Снижение выхода угольной мелочи при добыче может быть достигнуто путем сокращения удельной площади врубовых щелей исполнительных органов за счет уменьшения их развернутой длины L и высоты $H_{щ}$.

Уменьшение развернутой длины не всегда возможно. Снижение же высоты врубовых щелей связано с применением более совершенных материалов и сохранением жесткости баров на должном уровне. Целесообразно провести специальные работы по созданию таких цепей и баров, в первую очередь для узкозахватных машин, где достаточная жесткость бара может быть обеспечена при несколько меньшей толщине.

8. При выборе геометрических параметров режущих инструментов необходимо руководствоваться следующими соображениями:

а) при толщине среза менее 1-2 см угол резания следует принимать равным 75-85°, резцы армировать вставками из твердого сплава. При работе по высокоабразивным углям, содержащим много твердых включений, угол резания может быть увеличен до 90-95°;

б) ширина режущей кромки должна приниматься равной 0,2-0,3 толщины среза, но не менее 6-8 мм;

в) задний угол резцов должен составлять 10-12°, а за пределами рабочей поверхности по задней грани – 15°. При меньших углах быстро чарастают силы резания в процессе затупления резцов.

На участке I-2 мм от режущей кромки резца передний и задний углы резания должны быть равны 0^{0}. Это значительно повышает стойкость режущей кромки и предупреждает интенсивное выкрашивание в начальный период работы острым резцом;

г) боковые углы резания должны быть не менее $7\text{-}10^{0}$. При меньших углах быстро нарастают боковые нагрузки на резец в процессе затупления;

д) вылет резца над резцедержателем должен быть таким, чтобы удаление продуктов резания могло происходить без дополнительного дробления. Вылет резца над корпусом исполнительного органа или резцедержательным устройством должен быть всегда не менее I,8-2,5 максимальной толщины среза.

§ 3. Выбор рациональных параметров исполнительных органов, разрушающих уголь с поверхности забоя

I. Для обеспечения эффективного режима работы исполнительного органа необходимо выбирать такую толщину среза, при которой удельная энергия резания минимальна, а среднее значение силы резания не будет излишне большим.

Для получения хорошей сортности добываемого угля рекомендуется условное сечение среза принимать равным или большим 25-50 $см^{2}$, а при резании легко разрушаемых углей - не менее 50-80 $см^{2}$. При этом среднее значение истинного сечения среза не должно быть менее I2-I5 $см^{2}$. Для стругов толщина среза должна приниматься равной или большей 4-5 см.

2. Для улучшения сортности угля удельный путь трения резцов об уголь не должен превышать 600-700 $м/м^{3}$.

3. Ширина среза и степень обнажения забора резания также существенно влияют на эффективность резания и сортность добываемого угля. В установившемся режиме работы исполнительного органа, отделяющего уголь с поверхности забоя, выгоднее всего принимать отношение $\frac{t_{cc}}{h_{cp}}$ равным I-2,5.

Учитывая, однако, стремление уменьшить удельную работу трения нормально затупленных резцов об уголь, целесообразно принимать это отношение максимально допустимым. Для хрупких трещиноватых углей, дающих большой боковой развал борозды при резании, его следует в среднем принимать равным 2-2,5, а при резании вязких и малотрещиноватых углей, дающих малый боковой развал борозды резания, - I,5-2,0.

4. Сечение среза S в процессе установившегося режима резания почти никогда не бывает постоянным. При работе фрезерующих исполнительных органов толщина или ширина среза изменяется от нуля до максимума, а в буровых машинах в процессе изменения скорости подачи изменяется толщина среза. Среднее значение сечения среза может быть определено по формуле

$$S_{ср} = t_{ср} \cdot h_{ср} = 10^4 \frac{Q_т}{\sum L_{ср}}, \text{ см}^2, \qquad (13)$$

где $Q_т$ - производительность машины (по вырезанному углю) за чистое время работы, м^3/ч;

$L_{ср}$ - суммарный путь резания всеми резцами за то же время, м.

Приведенная зависимость справедлива для любого вида исполнительного органа.

5. Скорость резания $v_р$ и число резцов, одновременно участвующих в резании $n_{рр}$, связаны с технической производительностью исполнительного органа $Q_т$ зависимостью

$$v_р \cdot n_{рр} = \frac{Q_т}{0{,}36 S_{ср}} . \qquad (14)$$

Для стругов и комбайнов, разрушающих уголь с поверхности забоя, скорость резания выбирается, исходя из конструктивных соображений.

При увеличении технической производительности исполнительного органа или уменьшении сечения среза приходится увеличивать скорость резания или число резцов, одновременно участвующих в резании. При работе в оптимальном режиме излишнее количество резцов может привести по мере их зату-

пления к значительному увеличению суммарных сил резания и подачи исполнительного органа на забой. Излишнее количество резцов при работе в неоптимальном режиме ухудшает процесс разрушения угля, вызывает его излишнее дробление, а также увеличивает запыленность воздуха в забое.

6. Для уменьшения неравномерности нагрузки в приводе и на исполнительном органе число резцов, одновременно участвующих в резании $n_{рр}$, следует принимать равным или большим 6-8 и в крайнем случае не менее 5.

Число резцов, находящихся в контакте с забоем, в любой момент должно быть примерно одинаковым, во избежание неравномерности нагрузки на исполнительном органе.

7. Окончательный выбор целесообразной скорости резания и числа резцов, одновременно участвующих в резании, следует производить по результатам нескольких вариантов расчета всех параметров исполнительного органа в реальных границах скоростей резания.

8. Последовательность резания, при которой идет отделение угля с поверхности забоя, должна обеспечивать обнажение новых поверхностей для работы последующих, сзади идущих резцов. Это обеспечивается шахматными (сотовыми) схемами и схемами с пересекающимися траекториями.

9. У фрезерующих исполнительных органов с боковой подачей целесообразно применять неравномерную расстановку резцов по ширине захвата. Линии резания, расположенные ближе к обнаженной поверхности забоя, следует располагать на большем расстоянии друг от друга, чем на остальной части исполнительного органа. Наоборот, в крайних линиях резания для уменьшения нагрузки на отдельные резцы допускается установка большего числа резцов, чем в остальных.

IO. При выборе параметров режущих инструментов:

а) угол резания при толщине среза более 2-3 см следует принимать равным $40–60^{\circ}$, а резцы при этом целесообразно изготовлять из высококачественной стали с наплавкой площадок износа твердосплавными материалами;

б) ширина режущей кромки должна приниматься равной 0,2–0,3 толщины среза, но не менее 6–8 мм для резцов, армированных твердыми сплавами, и не менее 10–15 мм для резцов, наплавленных твердыми сплавами;

в) задний угол резцов должен быть 10–12°, а за пределами рабочей поверхности по задней грани – 15°. Принятие меньших углов связано с быстрым нарастанием силы резания в процессе затупления резцов, что крайне невыгодно. На участке 2 мм от режущей кромки резца передний и задний углы резания должны быть равны 0°. Это значительно повышает стойкость режущей кромки и предупреждает интенсивное выкрашивание в начальный период работы острым резцом;

г) боковые углы резания должны быть не менее 7–10°. Принятие меньших углов связано с быстрым нарастанием боковых нагрузок на резец в процессе затупления. За пределами рабочих боковых площадок державка резца должна быть уже ширины резца в зоне боковых рабочих площадок;

д) вылет резца над резцедержателем должен при любых обстоятельствах быть таким, чтобы удаление продуктов разрушения могло происходить без дополнительного дробления. Вылет резца над корпусом исполнительного органа или резцедержательным устройством должен быть всегда не менее 1,8 – 2,5 максимальной толщины среза;

е) резцы в резцедержательном устройстве должны устанавливаться так, чтобы равнодействующая всех сил проходила при работе средне-затупленным резцом вдоль его оси. При резании с большими толщинами среза для резцов с наплавкой этот угол должен составлять 30–50° относительно направления резания, для армированных резцов – 55–60°;

ж) центральный угол развала боковых граней резца не должен быть более 60° при выпуклой передней грани.

II. При работе барабанных, дисковых и буровых исполнительных органов возможна заштыбовка. Ввиду недостатка экспериментальных данных рекомендуется при проектировании руководствоваться следующим:

а) сечение пространства между забоем и выступающими частями исполнительного органа с резцедержательными устройствами должно превышать в 2,5-3,5 раза сечение потока добываемого угля при максимальной производительности машины;

б) конструкция исполнительного органа должна предотвращать возможность повторного затягивания отделенного от массива угля в зону работы режущего инструмента;

в) предпочтение должно отдаваться испольнительным органам, эффективно транспортирующим уголь в сторону выработанного пространства или забойного конвейера без применения специальных погрузочных устройств.

П. МЕРОПРИЯТИЯ ПО УМЕНЬШЕНИЮ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ УГЛЯ ДОБЫЧНЫМИ МАШИНАМИ, НАХОДЯЩИМИСЯ В ЭКСПЛУАТАЦИИ

§ I. Исходные положения

Для выбора параметров оптимальных режимов работы угледобывающих машин необходимо знать показатель сопротивляемости угля резанию (А, кг/см) и степень отжима угля, определяемые при помощи специальной аппаратуры типа ДКС или СДМ. Возможно также определение параметров по зависимости потребляемой мощности от скорости подачи при принятых на шахте режимах работы.

Располагая характеристикой машины и указанными выше данными, возможно произвести расчет оптимальных параметров по методике ИГД им. А.А.Скочинского, изложенной в трудах института [9]. Однако в большинстве случаев работникам производства не известны показатели разрушаемости угля (А, кг/см), необходимые для расчета рациональных параметров резания, и потому предлагается приближенный метод выбора эффективных параметров режимов работы цепных исполнительных органов комбайнов и врубовых машин.

§ 2. Метод выбора эффективных режимов работы выемочных машин с цепным исполнительным органом

I. Путем хронометражных наблюдений устанавливается максимальная устойчивая скорость подачи $v_{n\,max}$, с которой машина может работать при полной загрузке двигателя не менее I0–I5 мин. Величина этой скорости больше средней скорости подачи $v_{n\,ср}$, исчисленной по чистому времени работы.

2. Количество угля Q, вырезаемое исполнительным органом в единицу времени, определяется:

$$Q = 60\,L H_{щ} v_{n\,max}, \quad м^3/час. \tag{I5}$$

3. Фактическая толщина среза (h, см) определяется по фактической скорости резания ($v_р$, м/сек), среднему расстоянию ($\ell_{ср}$, м) между зубками в одной линии резания и скорости подачи ($v_{n\,max}$, м/мин):

$$h = I{,}67\,\ell_{ср}\frac{v_{n\,max}}{v_р}, \text{ см}. \tag{I6}$$

4. Фактическое среднее расстояние между зубками в одной линии резания $\ell_{ср}$ определяется:

$$\ell_{ср} = \frac{n_{кул}\,m_{лр}\,t_ц}{n_р}, \text{ м}, \tag{I7}$$

где $n_{кул}$ – число кулаков в режущей цепи, шт.;
$t_ц$ – шаг цепи м;
$m_{лр}$ – число линий резания;
$n_р$ – полное число зубков в цепи.

По полученным данным определяется величина $\left(\frac{h}{\ell_{ср}}\right)_{факт.}$

5. Оптимальный режим работы, обеспечивающий улучшение сортности добываемого угля, определяется следующими показателями:

числом зубков, устанавливаемых в цепи врубовой машины или комбайна:

$$n_р \geq 2\,m_{лр} + (8 \div I2) \tag{I8}$$

и соответственно

оптимальным расстоянием между зубками в одной линии резания:

$$\ell_{опт} = \frac{n_{куд} \cdot m_{кр} \cdot t_ц}{2\, m_{кр} + (8 \div 12)} \text{ , м;} \qquad (19)$$

оптимальной толщиной среза:

$$h_{опт} = 100\, \ell_{опт} \frac{F_ф}{L H_щ \left[(\lambda - 1) + \frac{T}{H_щ}\right]} \text{ , см.} \qquad (20)$$

Значения приведенной площади потока штыба ($F_ф$, м^2) определяются по формуле

$$F_ф = \frac{v_{п.кр}}{60\, v_р} L H_щ \left[(\lambda - 1) + \frac{T}{H_щ}\right] \text{ , м}^2. \qquad (21)$$

Значение критической скорости подачи ($v_{п.кр}$), после которой наступает заштыбовка исполнительного органа, определяется экспериментально по точке перегиба графика зависимости расходуемой мощности на валу двигателя от скорости подачи.

В случае отсутствия экспериментальных данных усредненные значения $F_ф$ могут быть приняты по данным, приведенным в табл. I.

6. Удельная энергия процесса резания угля при работе врубовых машин и комбайнов с цепным исполнительным органом снижается при увеличении толщины среза до ее оптимального значения $h_{опт}$, соответствующего режиму, предшествующему началу заштыбовки. Дальнейшее увеличение толщины среза, связанное с возникновением заштыбовки, вызывает увеличение удельной энергии резания. Связь между приращением толщины среза (в долях от $h_{опт}$) и изменением удельных энергозатрат (в долях от $H_{w_{опт}}$) приведена в табл. 2 .

7. При постоянной мощности двигателя с увеличением толщины среза от h до $h_{опт}$ соответственно снизится удельная энергия резания в $K_э$ раз. Производительность машины и

Таблица I

Тип цепи	Условия удаления зарубного штыба	Приведенная площадь потока штыба $F_ф$, м^2		
		от	до	в среднем
	Прямые бары врубовых машин			
КМП, ПМГ	С почвы без расштыбовки	0,00I0	0,00I9	0,00I3
	С ручной расштыбовкой	0,00I7	0,0023	0,0020
	С механическим расштыбовщиком	0,0025	0,0033	0,0027
БРЦ	С механическим расштыбовщиком	-	-	0,0037
	С рамы конвейера	0,0049	0,0060	0,0055
	Кольцевые бары комбайнов			
"Донбасс"	С механическим расштыбовщиком	0,0033	0,0048	0,0040

Таблица 2

$K_э = \frac{H_w}{H_{w_{опт}}}$ \ $h/h_{опт}$	0,2	0,3	0,4	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9	I,0
От	-	I,9	I,7	I,4	I,3	I,I5	I,I	I,03	-
До	-	4,3	3,I	2,3	2,3	I,85	I,35	I,I5	-
В среднем	4,0	2,78	2,I3	I,75	I,49	I,32	I,I8	I,07	I,0

x) Значения $K_э$ для случая работы в режиме заштыбовки ($h/h_{опт} \geq$ $\geq$ I) в таблице не приведены.

соответствующая ей скорость подачи возрастут также примерно в $K_з$ раз. Таким образом:

$$Q_{опт} \simeq K_з Q \ , \ м^3/час,$$
$$v_{п\,опт} = K_з v_{п\,max} , м/мин. \qquad (22)$$

8. Для выбранного режима целесообразная скорость резания определится по выражению

$$v_{р\,опт} \geq \frac{K_з Q}{3600 F_ф}\left[(\lambda - 1) + \frac{T}{H_щ}\right] , м/сек. \qquad (23)$$

9. Так как комбайны и врубовые машины выпускаются обычно на одну или две скорости резания, которые, как правило, не будут совпадать с $v_{р\,опт}$, следует заказать необходимые сменные шестерни для редуктора режущей части.

10. При выборе схемы сборки режущей цепи необходимо руководствоваться следующим:

а) число зубков (число кулаков, оснащаемых зубками) принять в соответствии с п. 5 настоящего раздела;

б) остальные кулаки подлежат замене кулаками крайней внешней линии (для врубовых машин – нижней) с зачеканенными отверстиями под зубки или специальными кулаками – скребками, выпускаемыми заводами изготовителями машины;

в) при разрежении режущих цепей необходимо руководствоваться следующим правилом:

в крайней внешней линии резания контурных баров или соответственно в крайней нижней линии резания прямых баров должно быть установлено не менее 6–10 зубков;

в крайней внутренней (крайней верхней) линии резания, а также в той линии резания, где зубки устанавливаются в вершине елочки, следует устанавливать не менее 4 зубков;

в остальных линиях резания достаточно устанавливать по 2 зубка;

г) большое количество зубков всегда приводит к ухудшению сортности угля и может быть допущено лишь при чрезмерном увеличении удельного расхода зубков, вызываемом наличием в угле твердых включений или крепких прослойков;

д) распределение зубков по длине цепи должно быть равномерным и обеспечивать примерно одинаковое количество зубков, одновременно контактирующих с забоем при любом угле поворота ведущей звезды;

е) для уменьшения степени износа режущих цепей и направляющих бара желательно комплектовать схему сборки цепи таким образом, чтобы кулаки для зубков с положительным углом наклона стояли рядом с кулаками, имеющими отрицательный угол наклона. Такая установка кулаков парами обеспечивает частичную разгрузку от боковых нагрузок, вызывающих дополнительный износ.

II. Ожидаемый выход угля класса 0–6 мм при работе в выбранном оптимальном режиме может быть определен, исходя из данных ситовых анализов при обычном режиме работы по формуле x)

$$w_{-6\,опт} = K_п \frac{100\left[\frac{4{,}05\,w'-45}{(100-w')\,K_э}\right] + 45}{\frac{4{,}05w'-45}{(100-w')\,K_э} + 4{,}05}\ ,\ \%\ , \qquad (24)$$

где $w_{-6\,опт}$ – ожидаемый выход угля класса 0–6 мм при работе в оптимальном режиме, %;

w_{-6} – выход угля класса 0–6 мм, по данным ситового анализа, при обычном режиме работы машины, %;

$K_п$ – коэффициент переизмельчения (см. раздел I, §I);

$$w' = \frac{w_{-6}}{K_п};$$

$K_э$ – коэффициент, характеризующий снижение удельной энергии резания в оптимальном режиме по сравнению с обычным (см. табл. 2).

I2. Для уменьшения выхода угля класса 0–6 мм при работе комбайнов с цепными исполнительными органами на шахтах, добывающих энергетические угли, особое внимание должно

---

x) Уравнение (24) справедливо при $W_6 \geq 15\%$, что практически охватывает все случаи работы угледобывающих машин.

быть уделено снятию отбойной штанги с дисками, уменьшению диаметра и числа дисков на отбойной штанге, изменению схемы набора резцов в режущей цепи для уменьшения их общего числа и увеличения толщины среза (см. § 2, п. I0) и работе на максимально возможных скоростях подачи.

При вводе комбайна в эксплуатацию на антрацитовых пластах следует прежде всего установить, необходимо ли на комбайне отбойное устройство. Если пачка антрацита, подрубленная кольцевым баром, будет разрушаться под действием силы тяжести, кливажистости пласта и воздействия скребков грузчика, применение отбойного устройства нецелесообразно.

В ряде случаев лучшему разрушению подрубленной баром пачки угля способствует отодвигание грузчика от исполнительного органа.

Если пачка угля, подрубленная кольцевым баром, не разрушается, вначале рекомендуется попробовать поставить одну отбойную штангу без дисков; если при этом также не достигается достаточно эффективного разрушения пачки угля, то следует установить на штангу один или два диска, желательно диаметром 560 мм.

На антрацитовых пластах машинисту комбайна рекомендуется всегда вести комбайн на предельной скорости подачи. Лучшая сортность угля получается при чередовании работы комбайна на большой скорости подачи с кратковременными его остановками для работ по креплению, чем при непрерывной работе комбайна с уменьшенной скоростью подачи.

I3. Пример выбора оптимального режима работы комбайна "Донбасс-I" с двигателем ЭДК4-1С.

Условия работы

а) Параметры комбайна:

Ширина захвата $L_{захв} = 1{,}6$ м.

Высота бара $H = 1{,}0$ м.

Скорость резания $v_р = 2{,}14$ м/сек.

Количество линий резания $m_{лр} = 8$.

Схема сборки — неразреженная "елочка".

Число кулаков – 37. Длина цепи – 5,55 м.
Развернутая длина врубовой щели – 3,79 м.

б) Результаты работы комбайна

На основании хронометражных наблюдений установлено, что средняя скорость подачи $v_п$ составляла 0,48 м/мин, а максимальная устойчивая скорость подачи $v_{п\,max}$ – 0,6 м/мин. На основе ситовых анализов угля, добытого комбайном, выход угля класса 0–6 мм при обычном режиме работы составил w_{-6} = 39,0%.

Выбор параметров оптимального режима работы

а) Количество угля, вырезаемое цепным баром:

$$Q = 60\, L H_щ v_{п\,max},$$

$$Q = 60 \cdot 3{,}79 \cdot 0{,}12 \cdot 0{,}6 = 16{,}4 \text{ м}^3/\text{час}.$$

б) Средняя толщина среза:

$$h = 1{,}67\, \ell_{ср} \frac{v_{п\,max}}{v_р},$$

$$\ell_{ср} = m_{лр} \cdot t_ц = 0{,}15 \cdot 8 = 1{,}2 \text{ м},$$

$$h = 1{,}67 \cdot 1{,}2 \cdot \frac{0{,}6}{2{,}14} = 0{,}56 \text{ см}.$$

в) Оптимальное расстояние между зубками:

$$\ell_{опт} = \frac{n_{кц.1} \cdot m_{лр} \cdot t_ц}{2\, m_{лр} + 10} = \frac{37 \cdot 8 \cdot 0{,}12}{26} = 1{,}71 \text{ м}.$$

г) Оптимальная толщина среза:

$$h_{опт} = 100\, \ell_{опт} \frac{F_ф}{L H_щ \left[(\lambda - 1) + \frac{T}{H_щ}\right]}, \text{ см},$$

где $F_ф = 0{,}004$ м^2;
$\lambda \cong 1{,}8$;
$T = 0{,}07$ м;

$$h_{опт} = 100 \cdot 1{,}71 \frac{0{,}004}{3{,}79 \cdot 0{,}12 \left(0{,}8 + \frac{0{,}7}{0{,}12}\right)} = 1{,}09 \text{ см}.$$

д) Отношение $\frac{h}{h_{опт}} = \frac{0{,}56}{1{,}09} = 0{,}515$

(по табл. 2 принято $K_э = 1{,}7$).

в) Выбор скорости резания:

$$v_{р\,опт} \geq \frac{K_э \cdot Q}{3600 F_ф}\left[(\lambda - 1) + \frac{T}{H_ц}\right],$$

$$v_{р\,опт} \geq \frac{1{,}7 \cdot 16{,}4}{3600 \cdot 0{,}004}\left[0{,}8 + \frac{0{,}07}{0{,}12}\right] = 2{,}6 \text{ м/сек.}$$

к) Ожидаемый выход мелочи:

$$w_{-6\,опт} = K_п \cdot \frac{100\left[\frac{4{,}05 w' - 45}{(100 - w') K_э}\right] + 45}{\frac{4{,}05 w' - 45}{(100 - w') K_э} + 4{,}05}, \%,$$

$K_п = 1{,}5$,

$$w' = \frac{39}{1{,}5} = 26{,}0\%, \quad w_{-6\,опт} = 1{,}5 \frac{100\left[\frac{4{,}05 \cdot 26 - 45}{74 \cdot 1{,}7}\right] + 45}{\frac{4{,}05 \cdot 26 - 45}{74 \cdot 1{,}7} + 4{,}05} =$$

$= 30{,}6\%$.

Ожидаемое снижение выхода мелочи

$$\Delta w_{-6} = w_{-6} - w_{-6\,опт} = 39 - 30{,}6 = 8{,}4\%.$$

Рекомендуемая схема сборки режущей цепи приведена на рис. 1.

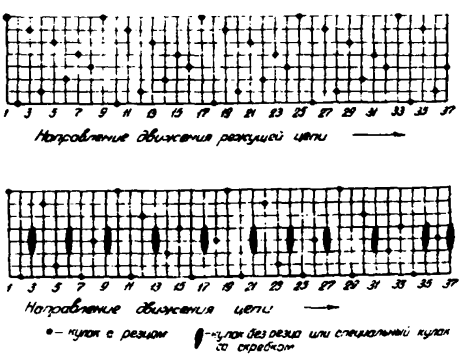

Рис. 1. Схема набора цепи "разреженная, асимметричная"

§ 3. Метод выбора эффективных режимов работы выемочных машин с исполнительными органами, разрушающими уголь с поверхности забоя

До настоящего времени основными угледобывающими машинами являются врубовые машины и комбайны с цепным исполнительным органом. Машин, разрушающих уголь с поверхности забоя (комбайны, струги), в эксплуатации находится незначительное количество, и по ним не накоплено еще достаточно опытного материала.

При выборе эффективных режимов работы выемочных машин, разрушающих уголь с поверхности забоя, необходимо руководствоваться соображениями, изложенными в § 3 первого раздела. В большинстве случаев это значит, что совершенствование схемы расположения резцов на исполнительном органе или выбор рациональной скорости резания может быть произведен только с участием работников завода - изготовителя машины, так как для этого потребуются новые элементы исполнительного органа или сменные шестерни.

Уменьшение выхода угольной мелочи при добывании энергетических углей дает очень большой годовой экономический эффект, поэтому такие замены всегда выгодны. Работники шахт не должны останавливаться перед трудностью размещения специальных заказов на новые элементы исполнительных органов или на сменные шестерни.

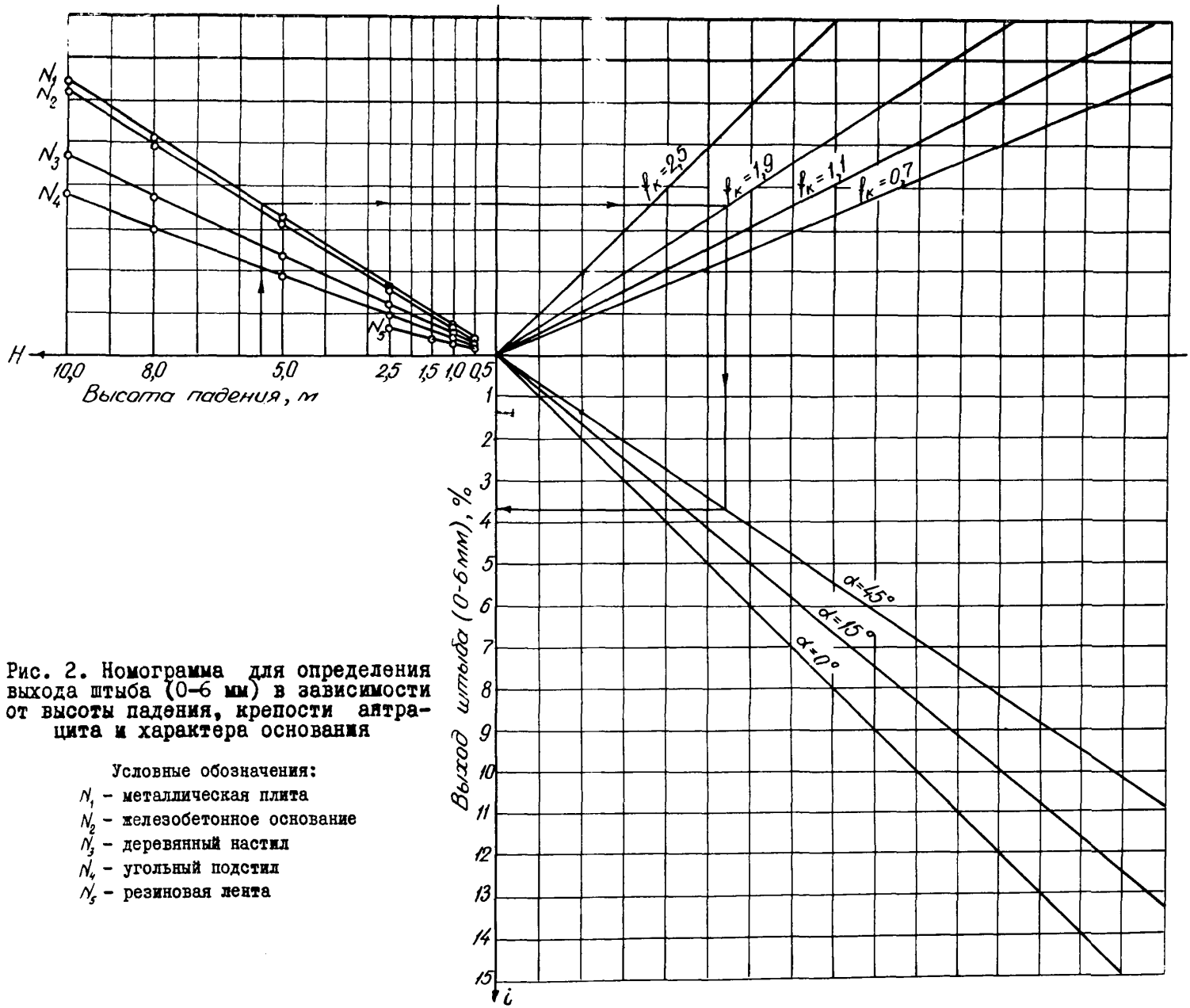

Рис. 2. Номограмма для определения выхода штыба (0–6 мм) в зависимости от высоты падения, крепости антрацита и характера основания

Условные обозначения:

N_1 – металлическая плита

N_2 – железобетонное основание

N_3 – деревянный настил

N_4 – угольный подстил

N_5 – резиновая лента

Ш. МЕРОПРИЯТИЯ ПО УМЕНЬШЕНИЮ ВЫХОДА УГОЛЬНОЙ МЕЛОЧИ ПРИ ТРАНСПОРТИРОВАНИИ В ШАХТЕ И НА ПОВЕРХНОСТИ

§ I. Исходные положения

Уголь при транспортировании от лавы до погрузки в железнодорожные вагоны измельчается не менее, чем от добычных механизмов. Сводные данные об измельчении антрацита на отдельных звеньях технологической цепи шахт Луганского района Донбасса приведены в табл.3 [2].

При разработке мероприятий по уменьшению измельчения угля при его транспортировании от добычного механизма до погрузки в железнодорожные вагоны необходимо знать степень его измельчения. Для определения степени измельчения угля при заданных способах и длинах транспортирования рекомендуется пользоваться табл.4, где приведены данные об абсолютном измельчении рядовых антрацитов на шахтах Луганского района (при коэффициенте крепости по шкале проф. М.М.Протодьяконова от I,I до 2,5) [2].

Для определения выхода антрацитового штыба (0-6 мм) в зависимости от высоты падения, крепости антрацита и характера основания можно пользоваться номограммой (рис. 2) [2]. Метод определения выхода штыба по номограмме заключается в следующем: задавшись высотой падения H, характером основания N, крепостью антрацита f (по шкале проф. М.М.Протодьяконова), углом α наклона основания, на которое падает ископаемое, и делая обход по часовой стрелке от левого квадрата номограммы к правому нижнему, на оси ординат i получаем ожидаемый выход штыба в процентах.

Степень измельчения антрацита в пределах выемочного участка в зависимости от способа транспортирования и крепости угля (в пределах от I,6 до 2,5) следует определять на I00 м длины транспортирования [3]:

а) при транспортировании скребковыми конвейерами в лаве

$$C = (36\text{-}I3{,}8 f)\ 0{,}5;$$

Таблица 3

Наименование шахт и трестов	Выход угольной мелочи, %				
	в лаве от добычного механизма	на подземном транспорте (от лавы до околоствольного двора)	от околоствольного двора до железнодорожного бункера	на угольном складе (с учетом обратной подачи)	итого
№ I7-I7-бис треста Краснолучуголь	26,0	8,2	2,5	-	36,7
№ I6 им. газеты "Известия" треста Краснолучуголь	33,4	9,0	I0,0	3,3	35,7
"Ново-Павловская" треста Краснолучуголь	29,9	I4,6	6,8	-	6I,3
№ 6 "Центросома" треста Свердловуголь	22,9	I7,7	2,9	9,5	53,0
№ I-2 им.Войкова -"-	35,6	8,2	I,9	II,8	57,5
№ I-2 им. Свердлова -"-	27,4	3,8	I0,0	7,2	49,0
№ 63 -"-	I8,2	II,0	I2,I	I3,6 x)	50,9 x)
"Красный партизан" -"-	20,5	I6,0	8,2	8,3	57,0
№ 3-бис -"-	22,8	6,3	I4,I	I4,6	57,8
№ 4 "Шагольчанская" треста Боковантрацит	2I,8	I7,9	4,5	-	44,2
"Центральная-Боковская" -"-	I8,5	I5,3	II,7	I2,3/22,3 x)	58/68 x)
№ 54 -"-	30,3	4,4	3,6	I9,4 x)	57,7 x)
№ 23 -"-	28,0	I4,3	II,7	-	54,0
№ 30 -"-	29,5	I0,8	6,7	-	47,0
Итого	От I8,2 до 35,6	От 3,8 до I7,9	От I,9 до I4,I	От 3,3 до 22,3	От 36,7 до 68
В среднем	26	II,3	7,6	9,6 (без бульдозера), I8,6 (с бульдозером)	53,6

x) На складах применяется бульдозер.

Таблица 4

Наименование процессов	Выход штыба (0–6 мм), %	Примечания
Выемка:		
комбайном "Донбасс"	26 –3I,7	К общему объему
–"– ЛГД–I	2I,8[x] –35,6	–"–
–"– "Горняк"	22,9[xx] –29,9	–"–
струтом (с учетом верхней пачки)	22,8 –I3,7	–"–
врубовой машиной КМП–2 в комплексе с БКР	I8,2 –33,4	–"–
Транспортирование по лаве:		
скребковым конвейером	3,I–6,9	На I00 пог.м длины транспортирования
по металлическим (эмалированным) рештакам	4,I–I3,8	–"–
по почве собственным весом	I0,5–I4,8	–"–
Перепад с конвейера:		
на скребковый конвейер (h = 0,4–0,5 м)	0,2–0,6	К общему объему
на ленточный конвейер (h = 0,6–I,0 м)	0,I–0,3	–"–
в вагонетку (h = I,2–I,8 м)	0,7–I,2	–"–
из вагонетки в бункер (h = 4,5–I0 м)	I,9–4,4	–"–
Транспортирование по горизонтальным выработкам:		
скребковым конвейером (без перегрузок)	3,9–7,6	На I00 пог.м длины транспортирования
ленточным конвейером (без перегрузок)	0,07–0,25	–"–
вагонетками	0,04–0,I5	–"–
Транспортирование в скате	9,6–2I,3	–"–
Транспортирование по наклонным выработкам:		
концевым и бесконечным канатом	0,04–0,I5	–"–
ленточным конвейером (без перегрузок)	0,06–0,23	–"–
скипом	0,03–0,I2	–"–
Подъем по вертикальному стволу:		
скипом	0,I2–0,34	–"–
клетью	0,04–0,I3	–"–
Обогащение:		
на сортировках	5,9–8,6	К общему объему
на обогатительных фабриках	7,4–I2,0	–"–
Переработка угля на угольных складах:		
при падении в конус отвала (h = 5–I2,5 м)	3,9–I4,6	–"–
при растаскивании по складу:		
скреперной установкой	9,2–I3,4	На I00 пог.м длины транспортирования
бульдозером	I6,5–24,4	–"–
при обратной подаче:		
скреперной установкой	I0,9–I7,2	–"–
бульдозером	I8,7–28,0	–"–
при погрузке в автомашину	4,8	К общему объему
при перевозке автомашиной (ℓ = 60 м)	0,9	–"–

[x] Комбайн без отбойной штанги.

[xx] Комбайн без грузчика

б) при транспортировании по листам в скатах (при угле падения I7-28^{0})

$$C = 0,5\ (3I - I0,8\ f\ ),$$

где C - выход штыба (%) и f - крепость угля по шкале проф. М.М.Протодьяконова.

§ 2. При доставке угля в лавах очистных забоев

I. С целью снижения измельчения угля при доставке его из лавы рекомендуется не оставлять охранные целики над откаточным штреком, что позволит исключить дополнительную установку конвейеров по печи и просеку.

2. В лаве должно быть минимальное количество перегрузочных пунктов, которые являются дополнительными источниками измельчения угля. Исходя из конкретных условий лавы, следует принимать конвейер максимально возможной длины.

3. Для сухих углей на пластах пологого падения (I5-20^{0}) разрешается в лавах в качестве доставочных устройств применять эмалированные рештаки (металлические листы).

4. В лавах пологого падения вместо скребковых конвейеров следует вводить ленточные и ленточно-цепные.

5. В лавах пластов наклонного падения вместо самотечной доставки угля по почве и металлическим рештакам целесообразно применять принудительный спуск с помощью тормозных конвейеров.

§ 3. При транспортировании угля по угольным скатам

I. В скатах, не оборудованных тормозными устройствами, не следует полностью выпускать уголь.

2. Все скаты для уменьшения скорости движения угля должны быть оборудованы тормозными устройствами.

§ 4. При транспортировании угля по откаточным выработкам

I. Погрузочные пункты на штреках должны быть оборудованы устройствами (течками, люками, желобами и т.п.), предотвращающими падение угля в вагонетки или на конвейер с большой высоты(примерно 0,7-0,8 м).

2. Количество перегрузок с одного конвейера на другой должно быть минимальным. С этой целью следует принимать конвейеры с максимальной длиной става (канатно-ленточные, пластинчатые и др.).

3. При загрузке вагонеток необходимо предусматривать щитки или другие устройства, предотвращающие просыпание угля.

4. Недопустимо применять для транспортирования угля по откаточным выработкам скребковые конвейеры.

5. Конвейерные установки наклонных выработок (уклонов, бремсбергов) должны обеспечить минимальное число перегрузок угля. Для этого следует принимать ленточные конвейеры максимально возможной длины, предусматривать применение специальных типов конвейеров (канатно-ленточных, ленточно-цепных и др.) .

6. Состояние рельсовых путей должно отвечать требованиям Правил эксплуатации (стыки рельсов, балласт, стрелочные переводы, профиль пути и т.п.).

7. Состояние подвижного состава (шахтных вагонеток, электровозов, пусковой аппаратуры и т.п.) должно строго соответствовать требованиям Правил эксплуатации.

8. Подвижной состав должен быть оборудован амортизирующими устройствами (вагонетками с рессорной подвеской кузовов и с пружинящей автосцепкой и т.п.).

9. Для обеспечения минимального измельчения угля при погрузке следует проектировать новые конструкции вагонеток с небольшой высотой кузова.

§ 5. На подъемах и поверхности шахт

I. На действующих скиповых подъемах необходимо установить тормоза на загрузочных устройствах, обеспечивающих безударную загрузку угля в скипы, заменить (по возможности) приемные бункеры желобами с безударным приемом и скольжением угля. Примерная схема загрузочного устройства с тормозом приведена на рис. 3 [I].

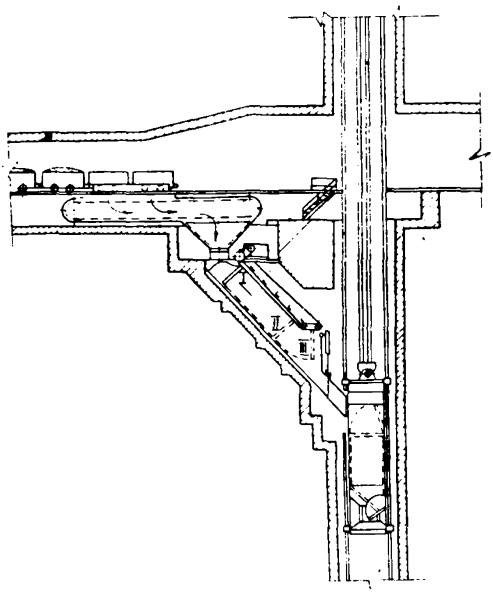

Рис. 3. Схема загрузочного устройства скипа

2. С целью уменьшения измельчения угля при загрузке следует переходить на скипы меньшей высоты и большей площади поперечного сечения (рис. 4) [I].

3. Для шахт глубиной до 100-200 м необходимо рассмотреть целесообразность замены вертикальных скиповых подъемов конвейерными, по новым наклонным стволам, что позволит снизить выход угольной мелочи на 6-8%.

4. На проектируемых шахтах и вновь вводимых горизонтах действующих шахт в зависимости от горногеологических условий рекомендуется предусматривать вертикальные бункеры, оборудованные спиральным спуском (рис. 5) [2].

5. В околоствольных дворах и в местах разгрузки и обмена вагонеток следует применять стопоры и толкатели с плавной и глубокой амортизацией.

6. При создании новых разгрузочных комплексов (на действующих и проектируемых шахтах) высоту разгрузки угля в опрокидывателях целесообразно принимать не более 0,2-0,3 м (вместо I,5-2 м в настоящее время).

7. При строительстве новых и реконструкции действующих шахт необходимо для уменьшения измельчения угля осуществлять компоновку оборудования технологических комплексов поверхности шахт, обогатительных установок и сортировок без длинных желобов, по возможности без передаточных конвейеров, элеваторов и бункеров.

§ 6. На сортировках и обогатительных фабриках

I. Рекомендуется усовершенствовать пункты перегрузки угля, уменьшив высоту перегрузок, ввести скольжение угля вместо свободного падения, уменьшить количество промежуточных бункеров, заменить скребковые конвейеры ленточными и ленточно-цепными.

2. В целях более эффективного использования просеивающей поверхности грохотов для классификации антрацита необходимо отрегулировать режим, соответствующий оптимальным условиям их работы.

3. Целесообразно установить в местах загрузки грохотов металлические разравниватели, позволяющие более равномерно распределять поток угля по всей просеивающей поверхности грохота.

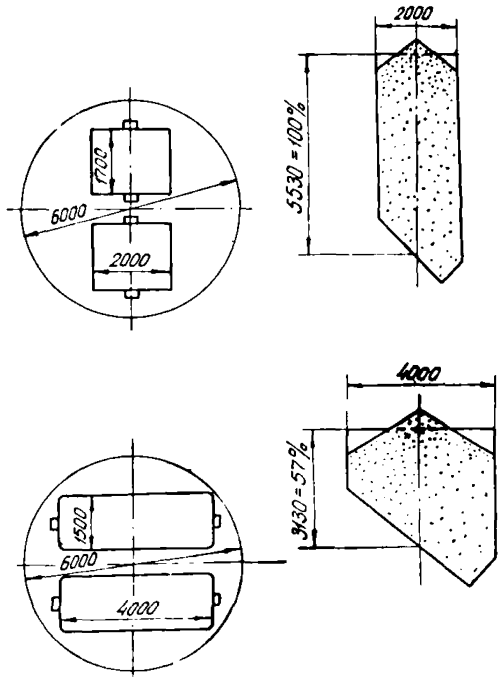

Рис. 4. Схемы поперечных сечений скипов

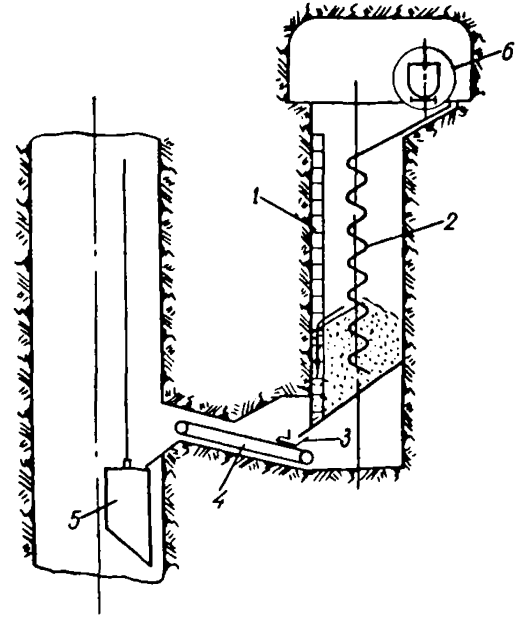

Рис. 5. Вертикальный скиповой бункер с винтовым спуском:

I - разгрузочное отделение; 2 - винтовой спуск; 3 - питатель; 4 - конвейер; 5 - скип; 6 - опрокидыватель

§ 7. На погрузке в железнодорожные вагоны и угольных складах

I. На новых шахтах рекомендуется осуществлять переход на безбункерную погрузку угля, при которой выход угольной мелочи может быть снижен на 8-I0%.

Для углей, идущих на пылевидное сжигание, и обогащенных углей допускается применение бункерной погрузки.

2. Для равномерной загрузки угля в железнодорожные вагоны следует применять погрузочные стрелы или удлиненные течки центрального расположения с фартуками на разгрузочном конце для смягчения ударов при падении их в вагон.

3. При бункерной погрузке для предотвращения падения сортовых углей в бункера с большой высоты и их измельчения рекомендуется установить каскадные или усовершенствованной конструкции спиральные спуски.

4. Следует не допускать полной выгрузки угля из бункеров, оставляя не менее одной трети их емкости.

5. На шахтах и обогатительных фабриках, кроме тех, которые отгружают угли для пылевидного сжигания и обогащенные угли для коксования, целесообразно заменить скребковые установки на угольных складах грейферными.

6. Применение бульдозеров на угольных складах шахт необходимо категорически запретить, разрешив их применение только на шахтах, отгружающих угли для пылевидного сжигания.

IУ. МЕТОДИКА ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ОЦЕНКИ ПОТЕРЬ ОТ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ УГЛЯ

I. При проектировании схем и средств механизации очистных работ, подземного транспорта и поверхности шахт для всех углей следует исходить из необходимости получения крупных и средних сортов с минимальным выходом мелочи.

2. При сравнении технико-экономических показателей шахт, добывающих уголь различного гранулометрического состава в силу применения различных схем и средств механизации очистных работ, подземного транспорта и поверхности шахт, следует учитывать различные затраты на его обогащение. Наличие большого количества мелочи удорожает обогащение угля.

3. Наличие в угле большого количества мелочи снижает эффективность его использования.

При энергетическом использовании углей следует устанавливать технический эквивалент, который является важным технико-экономическим показателем, определяющим теплотехническую ценность угля.

Технический эквивалент определяется по формуле [7]

$$э = \frac{Q_н^р \cdot \eta_к^{бр}}{7000},$$

где $Q_н^р$ – низшая теплота сгорания топлива, ккал/кг;

$\eta_к^{бр}$ – коэффициент полезного действия данной котельной установки в долях единицы;

7000 – низшая теплота сгорания условного топлива, ккал/кг.

Одна тонна натурального угля равна по своему тепловому эффекту при энергетическом его использовании Э тоннам условного топлива, или одна тонна условного топлива равна по своему теплотехническому эффекту (I : Э) тоннам натурального топлива. При увеличении содержания в угле мелких классов уменьшается к.п.д. котельной установки (при слоевом сжигании), вследствие чего уменьшается технический эквивалент.

4. При одинаковом объеме валовой добычи угля, но при различном гранулометрическом составе следует определять количество добываемого угля по условному топливу, подсчитываемому по формуле

$$B_у = B_н \, Э,$$

где $B_у$ – количество условного топлива, т;
$B_н$ – количество натурального топлива, т;
$Э$ – технический эквивалент в долях единицы.

5. Удельные технико-экономические показатели для шахт, добывающих угли разного гранулометрического состава, следует определять не на тонну рядового угля, а на тонну условного топлива.

6. При энергетическом использовании углей при сравнении вариантов шахт, отгружающих уголь различного гранулометрического состава, следует все удельные показатели, определенные для I т рядового угля, увеличить в (I : Э) раз, после чего считать эффективным вариант, у которого будет меньшая себестоимость при меньших капиталовложениях. Согласно рекомендациям типовой методики определения экономической эффективности капиталовложений и новой техники в народном хозяйстве СССР будем иметь:

$$K_I + T_o C_I = \text{минимум},$$

где K_I – капиталовложения по каждому варианту (включая добычу и обогащение);
C_I – себестоимость продукции за год (в условном топливе, как было указано выше);
T_o – отраслевой нормативный срок окупаемости.

8. Если потребитель расположен не на месте добычи, следует дополнительно учесть транспортные расходы на перевозку до потребителя эквивалентных количеств угля для получения равного теплотехнического эффекта, т.е. стоимость перевозки I т натурального угля следует увеличить в вариантах в (I : Э) раз.

ЛИТЕРАТУРА

1. А. Г. Фролов, Г. З. Звенигородская. О сокращении потерь при измельчении угля. Ротапринтное издание ИГД АН СССР, 1960. (Библиография, 26 источников).

2. А. А. Крахмалев. Исследования измельчения антрацитов и разработка методов и средств снижения выхода мелких классов. ИГД им. М.М.Федорова, 1962. (Библиография, 64 источника).

3. В. М. Есенков. Установление рациональных элементов систем разработки с учетом влияния измельчения углей в условиях шахт треста Фрунзеуголь. Московский институт радиоэлектроники и горной электромеханики, 1963.

4. А. И. Берон, Е. З. Позин, А. С. Казанский. Совершенствование методов разрушения угля и исполнительных органов выемочных машин с целью улучшения фракционного состава угля. Ротапринтное издание ИГД им. А.А.Скочинского, 1962.

5. Рекомендации по улучшению сортности добываемых углей. Донецкий совнархоз, 1959.

6. А. И. Берон. Основные закономерности разрушения углей исполнительными органами добычных машин. Ротапринтное издание ИГД им. А.А.Скочинского, 1963.

7. Угли СССР (справочник). Госгортехиздат, 1962.

8. Угольная мелочь. Информационный сборник № 5. Центрогипрошахт, 1959.

9. А. И. Берон, А. С. Казанский, Б. М. Лейбов, Е. З. Позин. Резание угля. Госгортехиздат, 1962.

О Г Л А В Л Е Н И Е

I. МЕРОПРИЯТИЯ ПО УМЕНЬШЕНИЮ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ УГЛЯ ВНОВЬ ПРОЕКТИРУЕМЫМИ И МОДЕРНИЗИРУЕМЫМИ ДОБЫЧНЫМИ МАШИНАМИ 3

§ I. Основные положения 3

§ 2. Выбор рациональных параметров цепных исполнительных органов, обеспечивающих уменьшение удельной энергии резания и измельчения угля 5

§ 3. Выбор рациональных параметров исполнительных органов, разрушающих уголь с поверхности забоя 9

II. МЕРОПРИЯТИЯ ПО УМЕНЬШЕНИЮ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ УГЛЯ ДОБЫЧНЫМИ МАШИНАМИ, НАХОДЯЩИМИСЯ В ЭКСПЛУАТАЦИИ I3

§ I. Исходные положения I3

§ 2. Метод выбора эффективных режимов работы выемочных машин с цепным исполнительным органом I4

§ 3. Метод выбора эффективных режимов работы выемочных машин с исполнительными органами, разрушающими уголь с поверхности забоя 22

III. МЕРОПРИЯТИЯ ПО УМЕНЬШЕНИЮ ВЫХОДА УГОЛЬНОЙ МЕЛОЧИ ПРИ ТРАНСПОРТИРОВАНИИ В ШАХТЕ И НА ПОВЕРХНОСТИ 23

§ I. Исходные положения 23

§ 2. При доставке угля в лавах очистных забоев 26

§ 3. При транспортировании угля по по угольным скатам. . . 26

§ 4. При транспортировании угля по откаточным выработкам. . 27

§ 5. На подъемах и поверхности шахт 28

§ 6. На сортировках и обогатительных фабриках 29

§ 7. На погрузке в железнодорожные вагоны и угольных складах 3I

IV. МЕТОДИКА ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ОЦЕНКИ ПОТЕРЬ ОТ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ УГЛЯ 32

Редактор З.В.Полякова Технолог В.Ф.Герасимов

Т-I0779 Тираж 500 Заказ № I34I

Ротапринтный цех Института горного дела им.А.А.Скочинского
I,0 печ.л. Подписано к печати 4 октября I963 г.

gost.e-ecolog.ru