

РЕКОМЕНДАЦИИ

Министерство
угольной промышленности
УССР



г.Ворошиловград,
1972

gost.e-ecolog.ru

МИНИСТЕРСТВО УГОЛЬНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ УССР

Украинский научно-исследовательский и проектно-конструкторский институт по обогащению и брикетированию углей

"УКРНИИУГЛЕОБОГАЩЕНИЕ"

РЕКОМЕНДАЦИИ

по борьбе с измельчением антрацита на транспортно-погрузочных процессах

Лаборатория технологии обогащения и рассортировки энергетических углей и антрацитов

г.Ворошиловград,
1972

В рекомендациях приведены результаты исследований процессов измельчения угля на стендовой установке и в производственных условиях, изложен метод прогнозирования ситового состава угля, подвергающегося измельчению при транспортно-погрузочных операциях, рассмотрены основные методические положения оптимизации конструктивных параметров перегрузочных устройств для перепадов потока и ступенчатых спусков для бункеров.

Рекомендации разработали инженеры В. П. Воронков
Л. Ф. Орлов

Под общей редакцией канд.техн.наук А.М. Коткина

ВВЕДЕНИЕ

В результате измельчения антрацита при транспортировке от выемочного участка, в технологических схемах поверхностных комплексов шахт, сортировок и обогатительных фабрик образуется до 17% штыба. Это приводит к снижению товарной стоимости 1 т энергетических углей и антрацитов на 1,5 – 2,5 руб. и к увеличению затрат при переработке 1 т на 0,1 – 0,2 руб. К отрицательным последствиям измельчения следует также отнести значительную трансформацию гранулометрической характеристики угля, что затрудняет получение информации о ситовом составе, которая необходима при проектировании шахт и обогатительных фабрик для выполнения экономических обоснований, выбора метода обогащения, расчета качественно-количественных схем, определения типа и количества технологического оборудования, планирования показателей по выпуску и выход сортового топлива.

Существующие методы [1, 2] позволяют рассчитать ситовый состав только при выемке (в лаве). Изложенный в настоящих рекомендациях метод прогнозирования ситового состава угля при измельчении на транспортно-погрузочных процессах комплексно дополняет метод прогнозирования при выемке и позволяет по характеристикам физико-механических свойств угля, схем и средств транспорта производить инженерный расчет ситового состава топлива.

В последовательности процессов, вызывающих значительное измельчение угля, первое место занимают перегрузочные пункты, второе – бункеры. На семи обследованных в Донбассе обогатительных фабриках имелось от 20 до 36 перепадов с высотой от 1 до 5 м и более, в том числе: до 1 м – от 4 до 15, 1 – 2 м – от 2 до 11, 2 – 3 м – от 2 до 7 и более 3 м – от 5 до 14 перепадов.

Перепады потоков оборудованы несовершенными перегрузочными устройствами, вследствие чего антрацит при пере-

грузках подвергается ударным нагрузкам и измельчается. Для борьбы с измельчением угля в бункерах обычно устанавливают ступенчатые (каскадные) или спиральные спуски, однако их применение сдерживается из-за отсутствия эффективных и надёжных в эксплуатации конструкций.

В настоящих рекомендациях изложена методика оптимизации конструктивных параметров перегрузочных устройств, описаны конструкции желобов со специальной конфигурацией днища и с просеивающей поверхностью, ступенчатых спусков с амортизирующими полками.

Применение спусков позволяет уменьшить измельчение угля при загрузке бункера. Однако процесс измельчения продолжается и при выгрузке угля из бункера. В процессе выгрузки происходит крошение острых граней и реализация макродефектов структуры зёрен при их относительных перемещениях в стесненном состоянии. Для борьбы с измельчением угля при выгрузке бункеров предложен метод, который позволяет снизить внутреннее давление сыпучего материала и величину относительных перемещений кусков угля.

Методы и средства борьбы с измельчением антрацита испытаны в промышленных условиях. Изготовление устройств по заказам предприятий освоено на экспериментальной базе института "УкрНИИуглеобогащение".

Внедрение комплекса разработанных устройств на одном предприятии позволяет за счёт уменьшения измельчения увеличить выход крупно-средних сортов на 0,5 – 0,8% и получить экономический эффект от 40 до 90 тыс. руб.

1. ПРОГНОЗИРОВАНИЕ СИТОВОГО СОСТАВА АНТРАЦИТА ПРИ ИЗМЕЛЬЧЕНИИ НА ТРАНСПОРТНО-ПОГРУЗОЧНЫХ ПРОЦЕССАХ

Метод основан на теоретически и экспериментально установленной закономерности изменения параметров уравнения характеристики крупности при измельчении антрацита.

Установлено, что уравнение характеристики крупности антрацита в диапазоне от 6 до 50 мм имеет вид

$$\gamma = \frac{100}{1 + \left(\frac{d_x}{d_o}\right)^K}, \qquad (1)$$

где γ – выход подрешетного продукта, %, при рассеве на сите с размером отверстий d_x, мм;

d_o-K – параметры распределения.

Параметр d_o представляет собой медианный диаметр, он принимает значения от 3 до 30мм. Параметр K – угловой коэффициент графика уравнения (1) в координатах

$$y = lg\frac{100 - \gamma}{\gamma},$$

$x = lg\, d_x$, он принимает значения от -0,5 до -1,2.

При измельчении антрацита параметры распределения уменьшаются. Так, если параметры распределения исходного антрацита d_o и K, то после измельчения угля они принимают вид $d'_o = d_o - \Delta d_o$ и $K' = K - \Delta K$. Приращения параметров Δd_o и ΔK прямо пропорциональны факторам, определяющим степень измельчения угля.

Метод прогнозирования включает в себя следующие этапы:

1. Определение параметров распределения исходного антрацита по результатам ситового анализа

Параметр K определяется по следующей формуле:

$$K = 1.9\, y_6 + y_{13} + 0{,}54\, y_{25} + 0{,}36\, y_{50}, \qquad (2)$$

где $y_6, \ldots, y_{50}$ обозначают соответственно $lg\frac{100 - \gamma_6}{\gamma_6}, \ldots, lg\frac{100 - \gamma_{50}}{\gamma_{50}}$. Индексы при γ указывают на размер диаметра отверстия сита. Значения функции $y = lg\frac{100 - \gamma}{\gamma}$ приведены в табл. 1.

Значения функции $y = \lg \frac{100 - J}{J}$

J	0	1	2	3	4
0		2,9996	2,6981	2,5215	2,3962
1	1,9956	1,9538	1,9156	1,8804	1,8478
2	1,6902	1,6686	1,6479	1,6282	1,6093
3	1,5096	1,4950	1,4807	1,4669	1,4535
4	1,3802	1,3691	1,3581	1,3476	1,3371
5	1,2788	1,2697	1,2608	1,2521	1,2435
6	1,1951	1,1872	1,1798	1,1724	1,1653
7	1,1235	1,1165	1,1103	1,1038	1,0972
8	1,0607	1,0550	1,0492	1,0433	1,0374
9	1,0047	0,9995	0,9943	0,9891	0,9840
10	0,9542	0,9494	0,9447	0,9399	0,9353
11	0,9080	0,9036	0,8992	0,8949	0,8905
12	0,8653	0,8612	0,8571	0,8531	0,8491
13	0,8255	0,8220	0,8179	0,8195	0,8104
14	0,7884	0,7847	0,7811	0,7776	0,7741
15	0,7533	0,7499	0,7466	0,7432	0,7399
16	0,7202	0,7169	0,7138	0,7105	0,7074
17	0,6886	0,6855	0,6825	0,6794	0,6764
18	0,6586	0,6556	0,6527	0,6498	0,6469
19	0,6297	0,6268	0,6240	0,6213	0,6185
20	0,6021	0,5993	0,5967	0,5940	0,5913

		9	8	7	6

Таблица I

5	6	7	8	9		
2,2989	2.2193	2,1520	2,0934	2,0418	1,9956	99
1,8174	1,7889	1,7621	1,7369	1,7129	1,6902	98
1,5911	1,5736	1,5568	1,5405	1,5248	1,5096	97
1,4404	1,4278	1,4155	1,4034	1,3916	1,3802	96
1,3267	1,3168	1,3071	1,2974	1,2880	1,2788	95
1,2350	1,2269	1,2186	1,2106	1,2028	1,1951	94
1,1597	1,1507	1,1440	1,1370	1,1300	1,1235	93
1,0909	1,0849	1,0789	1,0727	1,0668	1,0607	92
1,0319	1,0265	1,0207	1,0153	1,0103	1,0047	91
0,9788	0,9739	0,9689	0,9640	0,9590	0,9542	90
0,9306	0,9260	0,9215	0,9170	0,9124	0,9080	89
0,8862	0,8821	0,8778	0,8735	0,8694	0,8653	88
0,8451	0,8411	0,8373	0,8333	0,8294	0,8255	87
0,8067	0,8030	0,7993	0,7956	0,7920	0,7884	86
0,7706	0,7671	0,7636	0,7602	0,7567	0,7533	85
0,7332	0,7332	0,7299	0,7266	0,7233	0,7202	84
0,7043	0,7010	0,6979	0,6948	0,6917	0,6886	83
0,6734	0,6704	0,6675	0,6644	0,6616	0,6586	82
0,6440	0,6411	0,6380	0,6354	0,6326	0,6297	81
0,6157	0,6130	0,6102	0,6076	0,6047	0,6021	80
0,5886	0,5860	0,5833	0,5807	0,5781	0,5754	79
5	4	3	2	1	0	$\mathcal{T}$

	0	1	2	3	4
21	0,5754	0,5726	0,5702	0,5676	0,5651
22	0,5497	0,5471	0,5447	0,5421	0,5396
23	0,5249	0,5223	0,5198	0,5175	0,5150
24	0,5007	0,4981	0,4958	0,4935	0,4911
25	0,4771	0,4748	0,4725	0,4702	0,4679
26	0,4542	0,4520	0,4498	0,4475	0,4453
27	0,4320	0,4298	0,4276	0,4254	0,4232
28	0,4101	0,4080	0,4058	0,4038	0,4016
29	0,3888	0,3867	0,3847	0,3825	0,3804
30	0,3680	0,3659	0,3638	0,3617	0,3598
31	0,3476	0,3454	0,3434	0,3414	0,3395
32	0,3273	0,3253	0,3234	0,3214	0,3194
33	0,3075	0,3056	0,3036	0,3016	0,2998
34	0,2880	0,2863	0,2842	0,2823	0,2804
35	0,2688	0,2669	0,2650	0,2632	0,2613
36	0,2500	0,2480	0,2460	0,2442	0,2422
37	0,2311	0,2294	0,2274	0,2256	0,2238
38	0,2127	0,2108	0,2089	0,2071	0,2052
39	0,1942	0,1925	0,1906	0,1888	0,1869
40	0,1761	0,1744	0,1727	0,1706	0,1688
41	0,1580	0,1562	0,1544	0,1526	0,1510
42	0,1402	0,1383	0,1367	0,1348	0,1331
43	0,1225	0,1206	0,1189	0,1173	0,1152
44	0,1048	0,1032	0,1013	0,0993	0,0976
45	0,0871	0,0852	0,0835	0,0820	0,0802
46	0,0697	0,0679	0,0662	0,0645	0,0626
47	0,0522	0,0503	0,0478	0,0457	0,0443
48	0,0346	0,0331	0,0315	0,0295	0,0278
49	0,0174	0,0157	0,0138	0,0121	0,0103

		9	8	7	6

5	6	7	8	9		
0,5624	0,5599	0,5573	0,5548	0,5521	0,5497	78
0,5371	0,5346	0,5321	0,5297	0,5272	0,5249	77
0,5126	0,5101	0,5077	0,5054	0,5030	0,5007	76
0,4889	0,4864	0,4840	0,4817	0,4795	0,4771	75
0,4657	0,4633	0,4611	0,4588	0,4566	0,4542	74
0,4431	0,4407	0,4386	0,4364	0,4343	0,4320	73
0,4210	0,4188	0,4166	0,4145	0,4113	0,4101	72
0,3994	0,3974	0,3952	0,3931	0,3909	0,3888	71
0,3784	0,3762	0,3742	0,3722	0,3701	0,3680	70
0,3577	0,3556	0,3536	0,3516	0,3495	0,3476	69
0,3375	0,3355	0,3334	0,3314	0,3294	0,3273	68
0,3175	0,3156	0,3135	0,3115	0,3096	0,3075	67
0,2978	0,2958	0,2939	0,2920	0,2900	0,2880	66
0,2786	0,2765	0,2747	0,2727	0,2707	0,2680	65
0,2593	0,2574	0,2555	0,2536	0,2519	0,2500	64
0,2405	0,2385	0,2367	0,2347	0,2330	0,2311	63
0,2219	0,2201	0,2180	0,2162	0,2146	0,2127	62
0,2034	0,2017	0,1998	0,1979	0,1962	0,1942	61
0,1853	0,1832	0,1815	0,1798	0,1778	0,1761	60
0,1671	0,1653	0,1635	0,1617	0,1599	0,1580	59
0,1492	0,1473	0,1456	0,1436	0,1422	0,1402	58
0,1313	0,1294	0,1277	0,1258	0,1242	0,1225	57
0,1137	0,1120	0,1100	0,1082	0,1066	0,1048	56
0,0958	0,0941	0,0923	0,0906	0,0888	0,0871	55
0,0785	0,0766	0,0749	0,0730	0,0716	0,0697	54
0,0610	0,0592	0,0573	0,0557	0,0539	0,0522	53
0,0433	0,0418	0,0399	0,0382	0,0367	0,0346	52
0,0261	0,0245	0,0224	0,0207	0,0191	0,0174	51
0,0086	0,0068	0,0051	0,0033	0,0017	0,0000	50

5	4	3	2	1	0

Параметр d_o определяется из следующего выражения

$$\lg d_o = 0{,}78 - \frac{y_6}{K}, \qquad (3)$$

y_6 берется из табл. 1, d_o находится потенцированием $\lg d_o$.

Пример 1. Известен ситовый состав исходного антрацита (табл. 2)

Таблица 2

Классы, мм		0-6	0-13	0-25	0-50
Выход	Обозначения	γ_6	γ_{13}	γ_{25}	γ_{50}
	Значения	38,6	50,0	59,7	69,7
$\lg\frac{100-\gamma}{\gamma}$	Обозначения	y_6	y_{13}	y_{25}	y_{50}
	Значения	0,2017	0,0	-0,1706	-0,3617

Из табл. 1 берем значения $\lg\frac{100-\gamma}{\gamma}$ и вносим их в последнюю строку табл. 2. Подставляя найденные значения y в уравнение (2), получим

$$K = -1{,}9 \cdot 0{,}2017 + 0{,}0 + 0{,}54\,(-0{,}1706) + 0{,}36\,(-0{,}3617) =$$

$$= -0{,}6056$$

Подставляя в уравнение (3) значение y_6 из табл. 2 и найденное значение K, получим

$$\lg d_o = 0{,}78 - \frac{0{,}2017}{-0{,}6056} = 1{,}11$$

По таблице антилогарифмов находим

$$d_o = 12{,}9 \text{ мм}$$

2. Определение приращений параметров распределения по факторам, действующим при измельчении антрацита

Для перепадов транспортных потоков:

$$\Delta K = 10^{-2} \cdot 0{,}15\ m\,h\,p\,Cos\,\beta \qquad (4)$$

$$\Delta \lg d_{\bar{o}} = 10^{-2} \cdot 0{,}67\ m\,h\,p\,Cos\,\beta \qquad (5)$$

Для бункеров (при выгрузке):

$$\Delta K = 10^{-5} \cdot K_1\, H_{\gamma p}\, V_э \qquad (6)$$

$$\Delta \lg d_{\bar{o}} = 10^{-5} \cdot K_2\, H_{\gamma p}\, V_э \qquad (7)$$

В формулах (4) - (7):

m - жесткость отражающей поверхности, которая для различных материалов принимает различные значения:
- для металла и бетона $m = 1$,
- для конвейерной ленты $m = 0{,}9$,
- для рядового угля $m = 0{,}8$,
- для штыба $m = 0{,}6$;

h - высота свободного падения угля, м;

β - угол наклона отражающей поверхности, град ;

H - высота слоя угля в бункере (обычно равна высоте бункера), м;

γ - объёмный вес антрацита, т/м^3;

$V_э$ - объём эллипсоида вторичного движения, м^3, принимается согласно диаграмме, разработанной Квапилом [3] (см. рис. 1);

P - индекс измельчаемости антрацита определяется по формуле

$$P = 9{,}9 - 2{,}4f - 0{,}02\gamma_б\,(4 - f) + 0{,}04\gamma_п \text{ , где}$$

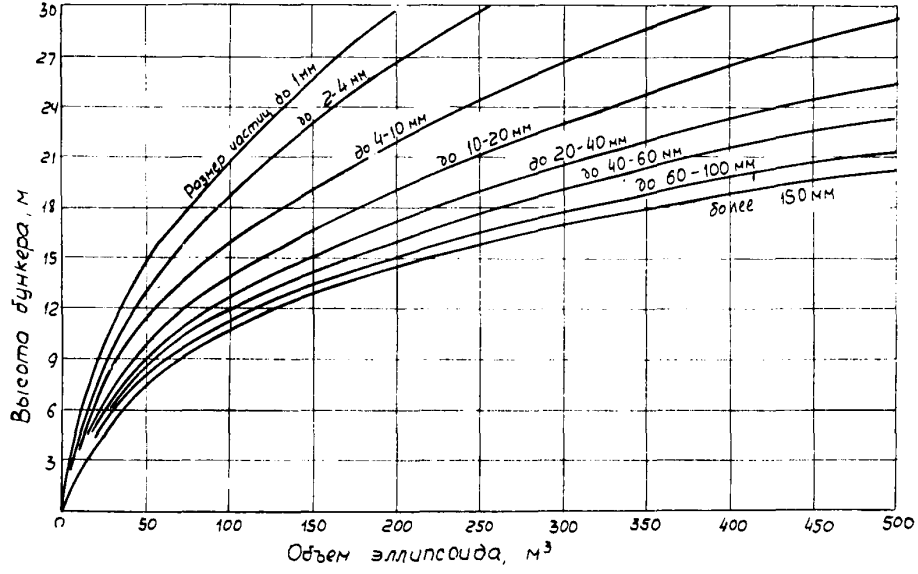


Рис. 1. Номограмма для определения объёма эллипсоида вторичного движения

f – коэффициент крепости по шкале Протодьяконова;

γ_6 – содержание класса 0–6 мм, %;

$\gamma_п$ – содержание породы > 25 мм, %;

K_1 и K_2 – коэффициенты пропорциональности, в зависимости от высоты бункера принимают значения, определяемые из следующих выражений

$$K_1 = 1 - 0{,}05\ H \qquad (8)$$

$$K_2 = 4 - 0{,}2\ H \qquad (9)$$

Пример 2. Антрацит, имеющий ситовый состав, указанный в табл. 2, разгружается из бункера высотой $H = 8$ м в железнодорожный вагон. Расстояние от разгрузочного отверстия бункера до днища вагона – 3 м. Крепость антрацита по шкале Протодьяконова $f = 2{,}0$, содержание породы > 25 мм $\gamma_п = 10\%$, объёмный вес $\gamma = 1$ т/м^3. Нужно определить ситовый состав антрацита, загруженного в вагон. Измельчение антрацита в данном случае происходит в две стадии: сначала происходит истирание в бункере при движении кусков в стеснённом состоянии, затем дробление на перепаде бункер – вагон.

Параметры исходного (в данном случае находящегося в бункере) антрацита были определены в примере 1:

$$K = 0{,}6056, \qquad \lg d_0 = 1{,}11$$

По диаграмме, изображенной на рис. 1, определяем объём эллипсоида вторичного движения

$$V_э = 60 \text{ м}^3.$$

По уравнениям (8) и (9) находим

$$K_1 = 0{,}6, \qquad K_2 = 2{,}4.$$

Определяем индекс измельчаемости

$$P = 9,9 - 2,4 \cdot 2 - 0.02 \cdot 38,6 (4 - 2) + 0,04 \cdot 10 = 4,0.$$

По формулам (6), (7) определяем приращение параметров распределения при выгрузке бункера

$$\Delta K_1 = 0,6 \cdot 8 \cdot 1 \cdot 4 \cdot 60 \cdot 10^{-5} = 0,0115,$$

$$\Delta \lg d_{01} = 2,4 \cdot 8 \cdot 1 \cdot 4 \cdot 60 \cdot 10^{-5} = 0,0460.$$

Высоту перепада при загрузке вагона принимаем равной расстоянию от разгрузочного отверстия бункера до верхней кромки борта вагона плюс половина высоты борта, т. е.

$$h = 2,0 \text{ м}.$$

Для рядового антрацита $m = 0,8$. Предполагается, что поток угля падает на откос угля, находящегося в вагоне, т. е. $\beta = 40^{\circ}$.

По формулам (4), (5) определяем приращения параметров распределения при измельчении антрацита на перепаде бункер - вагон

$$\Delta K_2 = 10^{-2} \cdot 0,15 \cdot 0,8 \cdot 2,0 \cdot 4 \cdot 0,766 = 0,0074$$

$$\Delta \lg d_{02} = 10^{-2} \cdot 0,67 \cdot 0,8 \cdot 2,0 \cdot 4 \cdot 0,766 = 0,0405$$

Находим суммарные приращения параметров

$$\Delta K = \Delta K_1 + \Delta K_2 = 0,0115 + 0,0074 = 0,0189$$

$$\Delta \lg d_o = \Delta \lg d_{o1} + \Delta \lg d_{o2} = 0,0460 + 0,0405 \approx 0,09.$$

3. Определение параметров распределения измельченного антрацита

Так как параметры распределения при измельчении антрацита уменьшаются, то

$$K' = K - \Delta K \qquad (10)$$

$$\lg d'_o = \lg d_o - \Delta \lg d_o \qquad (11)$$

Пример 3. По условиям примера 2 определить параметры распределения антрацита, загруженного в железнодорожный вагон. В примере 1 определены параметры распределения исходного антрацита

$$K = -0{,}6056, \qquad \lg d_o = 1{,}11$$

В примере 2 определены приращения параметров распределения при измельчении антрацита в бункере и на перепаде бункер-вагон

$$\Delta K = 0{,}0189, \qquad \Delta \lg d_o = 0{,}0865$$

По формулам 10 и 11 находим параметры распределения измельченного антрацита

$$K' = -0{,}6056 - 0{,}0189 = -0{,}6245$$

$$\lg d'_o = 1{,}11 - 0{,}09 = 1{,}02.$$

4. Расчёт ситового состава измельченного антрацита по новым параметрам распределения

Для расчета используются следующие формулы:

$$\begin{aligned} y'_6 &= K' (0{,}78 - \lg d'_o) \\ y'_{13} &= K' (1{,}11 - \lg d'_o) \\ y'_{25} &= K' (1{,}40 - \lg d'_o) \\ y'_{50} &= K' (1{,}70 - \lg d'_o) \end{aligned} \qquad (13)$$

По вычисленным y' из табл. 1 определяем выход подрешетных продуктов γ'_6, γ'_{13}, γ'_{25}, γ'_{50} измельченного антрацита.

Пример 4. По параметрам распределения, определенным в примере 3, рассчитать ситовый состав антрацита. В примере 3 было определено

$$K' = -0{,}6245$$

$$lg\ d'_o = 1{,}02$$

По формулам (13) производим вычисления

$$y'_6 = -0{,}6245\ (0{,}78 - 1{,}02) = 0{,}1499$$

$$y'_{13} = -0{,}6245\ (1{,}11 - 1{,}02) = -0{,}0562$$

$$y'_{25} = -0{,}6245\ (1{,}40 - 1{,}02) = -0{,}2373$$

$$y_{50} = -0{,}6245\ (1{,}70 - 1{,}02) = -0{,}4247$$

По табл. 1 определяем $\gamma_6 = 41{,}5\%$, $\gamma_{13} = 53{,}2$, $\gamma_{25} = 63{,}3$, $\gamma_{50} = 72{,}7$. Этим значениям γ соответствует следующий ситовый состав:

Классы, мм	0–6	6–13	13–25	25–50	+50
Выход, %	41,5	11,7	10,1	9,4	27,3

Сравнивая этот ситовый состав с исходным (пример 2), приходим к выводу, что в результате измельчения при выгрузке и на перепаде бункер–вагон выход класса 0–6 мм увеличился на 2,9%, а выход класса +50 мм сократился на 3%.

При пользовании табл. 3 следует иметь в виду, что при $\gamma < 50\%$ $y > 0$, при $\gamma = 50\%$ $y = 0$ и при $\gamma > 50\%$ $y < 0$. Поэтому при $\gamma > 50\%$ значения y из таблицы надо брать со знаком "минус". При определении γ по данному значению y следует также обращать внимание на знак при y. При $y > 0$ целые значения γ берутся из левого крайнего столбца, десятые доли – из

верхней строки. При $y < 0$ целые значения J берутся из правого крайнего столбца, десятые доли - из нижней строки.

5. Определение приращений параметров распределения при измельчении антрацита на прочих транспортно-погрузочных процессах

Обширный статистический материал, накопленный в течение длительного периода времени при исследовании измельчения угля на шахтах, сортировках и обогатительных фабриках, позволил определить значения приращений, которые принимают параметры распределения при измельчении антрацита на различных участках схемы транспорта и различных транспортно-погрузочных операциях. Сведения об изменении параметров распределения приведены в табл. 3.

Таблица 3

Процессы	Приращение параметров	
	ΔK	$\Delta \lg d_o$
1	2	3
Транспортирование по лаве (на 100 м длины транспорта):		
скребковым конвейером	0,0150–0,0350	0,0600–0,1400
по металлическим (эмалированным) рештакам	0,0200–0,1000	0,0800–0,4000
по почве	0,0500–0,1000	0,2000–0,4000
Переход с конвейера:		
на скребковый конвейер (0,4–0,5 м)	0,0010–0,0025	0,0040–0,0100

1	2	3
на ленточный конвейер (0,6–1,0 м)	0,0005–0,0015	0,0020–0,0060
в вагонетку (1,2 – 1,8 м)	0,0050–0,0080	0,0200–0,0320
из вагонетки в бункер (4,5 – 10,0 м)	0,0150–0,0350	0,0600–0,1200
Транспортирование по горизонтальным выработкам (на 100 м длины транспорта):		
скребковым конвейером (без перегрузок)	0,0180–0,0380	0,0720–0,1520
ленточным конвейером (без перегрузок)	0,0005–0,0013	0,0020–0,0052
вагонетками	0,0002–0,0005	0,0008–0,0020
Транспортирование по скату (на 100 м)	0,0045–0,1100	0,0180–0,4400
Транспортирование по наклонным выработкам (на 100 м длины):		
концевым и бесконечным канатом	0,0002–0,0006	0,0008–0,0024
ленточным конвейером (без перегрузок)	0,0003–0,0027	0,0012–0,0108
скипом	0,0002–0,0006	0,0008–0,0024
Подъём по вертикальному стволу:		
скипом	0,0006–0,0017	0,0024–0,0068
клетью	0,0002–0,0018	0,0008–0,0072

1	2	3
Складирование :		
укладка в отвал	0,0180–0,1000	0,0720–0,4000
перемещение угля по складу (на 100м):		
а) скреперной установкой	0,0450–0,1050	0,1800–0,4200
б)бульдозером	0,1000–0,1150	0,4000–0,4600

Данные табл. 3 позволяют вести оперативный ориентировочный расчет ситового состава угля, который подвергается измельчению на транспортно – погрузочных операциях.

6. Расчет ситового состава антрацита в диапазоне крупности 0–6 мм

Описанный метод позволяет рассчитать ситовый состав антрацита в диапазоне 6–50 мм. Статистическими исследованиями установлено, что предложенное уравнение распределения (1) может быть распространено и на диапазон крупности 0–6 мм, но при этом числовые значения параметров распределения могут значительно отличаться от тех, которые имеют место для диапазона 6–50 мм. Поэтому для определения выхода классов крупности в диапазоне 0–6 мм нельзя использовать параметры распределения, которые рассчитываются для диапазона 6–50 мм.

Выполненные исследования гранулометрических составов шахтопластов Донецкого бассейна позволили определить ряд соотношений между выходами стандартных классов крупности, которые дают возможность рассчитать ситовый состав антрацита в диапазоне 0–6 мм. Для этого необходимо знать выход подрешетного продукта на ситах с размерами отверстий 6 и 25 мм (γ_6 и γ_{25}).

Выход подрешётного продукта в диапазоне крупности 0–6 мм можно определить по следующим эмпирическим формулам:

$$\gamma_{0,5} = 0,3 \frac{(\gamma_6)^2}{\gamma_{25}} \qquad (14)$$

$$\gamma_1 = 0,5 \frac{(\gamma_6)^2}{\gamma_{25}} \qquad (15)$$

$$\gamma_3 = 0,87 \frac{\gamma_6}{\sqrt{\gamma_{25}}} \qquad (16)$$

П. МЕТОДЫ И СРЕДСТВА БОРЬБЫ С ИЗМЕЛЬЧЕНИЕМ АНТРАЦИТА НА ПЕРЕПАДАХ ТРАНСПОРТНЫХ ПОТОКОВ

1. Методика оптимизации геометрической формы и конструктивных параметров перегрузочных течек

В общем случае транспортируемый материал на перепаде потока можно рассматривать как тело, брошенное с начальной скоростью v_0 под углом α к горизонту с высоты h на отражающую поверхность, наклоненную в свою очередь под углом β (рис. 2).

В месте соударения с отражающей поверхностью скорость падающего угля может быть разложена на нормальную v_n и касательную v_τ по отношению к днищу течки составляющие. Кинетическая энергия соударения транспортируемого материала с днищем течки определяется нормальной составляющей v_n, которая может быть определена через v_0, α, h и β

$$v_n = A \cdot \cos(\beta + \gamma), \qquad (17)$$

где $A = \sqrt{2gh + v_0^2}$, $\gamma = \arcsin \frac{v_0 \cdot \cos\alpha}{A}$

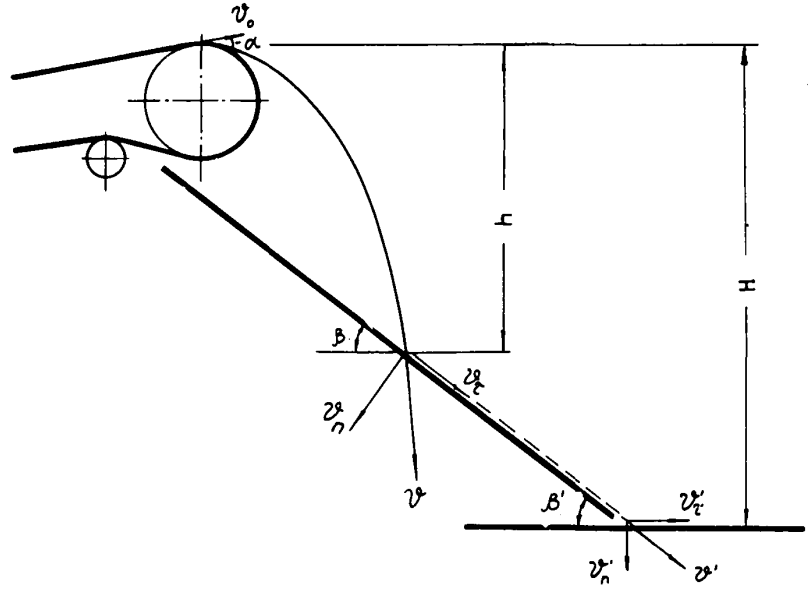


Рис. 2. Схема разложения скорости потока при соударении с отражающей поверхностью

Анализ формулы (17) показывает, что составляющая скорости может быть сведена к минимуму, если днище жёлоба в месте соударения направить по касательной к траектории движения транспортируемого материала. Пренебрегая величиной α (для ленточных конвейеров α обычно составляет $0-15^{0}$), не оказывающей существенного влияния на форму траектории, уравнение траектории для унифицированных скоростей лент можно записать в виде, показанном в табл. 4, где приведены также производные, с помощью которых можно определить угол наклона касательных к траектории в любой её точке.

Вторая часть задачи оптимизации заключается в том, чтобы замедлить скорость и изменить направление движения транспортируемого материала по днищу течки с целью снижения силы соударения с последующей отражающей поверхностью.

Таблица 4

Скорость ленты, v_{or} м/сек	Уравнение траектории	Производная
1,25	$y = -3{,}44\,x^2$	$y' = -6{,}28\,x$
1,50	$y = -2{,}18\,x^2$	$y' = -4{,}36\,x$
2,00	$y = -1{,}23\,x^2$	$y' = -2{,}46\,x$
2,50	$y = -0{,}78\,x^2$	$y' = -1{,}56\,x$

Скорость соударения угля с последующей отражающей поверхностью v' зависит от касательной составляющей v_{τ}, угла наклона днища течки β, коэффициента трения угля по днищу течки и высоты перепада. При этом если составляющая веса материала, направленная вдоль желоба, больше силы сопротивления движению материала (силы трения), то материал движется при скольжении по днищу ускоренно; если же сила тения превышает составляющую веса - замедленно. Скорость v' также может быть разложена на

нормальную и касательную составляющие, при этом значение нормальной составляющей, определяющей кинетическую энергию соударения, может быть установлено по формуле

$$V_n' = V' \cdot \cos\beta' . \qquad (18)$$

Плавное замедление скорости скольжения угля по течке может быть достигнуто, если криволинейную часть днища выполнить в виде части окружности радиуса R.

На рис. 3 изображена схема действия сил, обусловливающих тот или иной характер движения транспортируемого материала по днищу течки. При $P_\tau > F_{mp}$ материал движется ускоренно, при $P_\tau < F_{mp}$ – замедленно. Условием равномерного движения со скоростью V_τ является $P_\tau = F_{mp}$.

Аналогично (17)

$$V_\tau = A \cdot \cos(\beta + \gamma) .$$

Скорость движения материала в точке перехода с прямолинейного участка на криволинейный определяется по формуле [4].

$$V_к = \sqrt{2g\,(H - h - R)\,(1 - f_{mp}\frac{1}{tg\beta}) + V_\tau^2}, \text{ м/сек}$$

где H – высота перепада, м;

h – высота свободного падения угля, м;

R – радиус закругления криволинейной части днища течки, м.

При движении материала по криволинейной части днища течки силы сопротивления движению возрастают за счёт уменьшения угла наклона течки и появления центробежной силы, которая увеличивает нормальную составляющую силы веса. Если в начале движения сила сопротивления движению

$$F_{cg} = F_{mp} = P_n \cdot f_{mp} = f_{mp} P \cos\beta , \qquad (19)$$

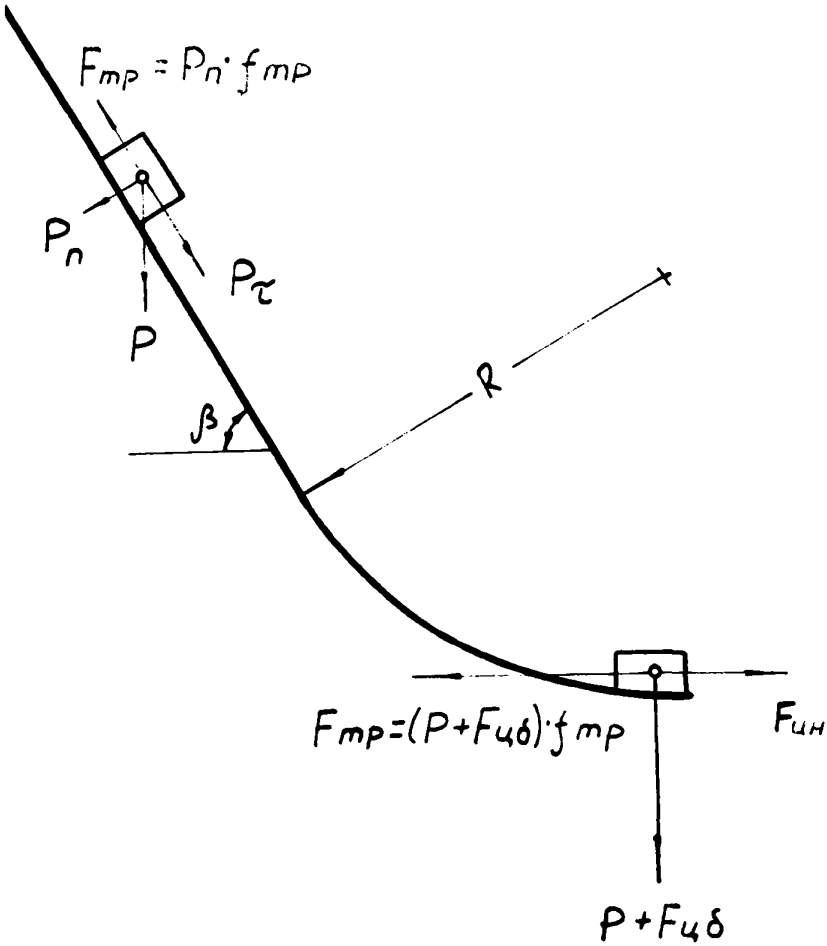


Рис. 3. Схема действия сил, определяющих характер движения материала по желобу

то при движении по криволинейной части течки

$$F_{cg} = F_{mp} + F_{ц\sigma} = f_{mp}\left(P + \frac{Pv^2}{gR}\right), \qquad (20)$$

что и обусловливает плавное замедление скорости движения транспортируемого материала.

Существующие методы расчёта позволяют определить скорость движения материала в любой точке в зависимости от коэффициента трения, угла наклона прямолинейной и радиуса закругления криволинейной частей днища, высоты перепада и скорости ленты конвейера. Эти расчёты позволили установить оптимальные параметры перегрузочных устройств для перепадов транспортных потоков. Угол наклона прямолинейной части днища течки составляет для v_o = 1,25 и 1,50 м/сек – 65–75° и для v_o = 2,0 и 2,5 м/сек – 50–60°.

Значение радиуса закругления определяется из выражения

$$R = 0{,}2\,H + 0{,}2, \text{ м} \qquad (21)$$

Ордината $y_ц$ центра окружности (криволинейной части днища желоба) для всех скоростей ленты конвейера рассчитывается по формуле

$$y_ц = 0{,}2 - 0{,}8\,H, \text{ м} \qquad (22)$$

Здесь следует иметь в виду, что при выборе в качестве начала координат точки О (рис. 4) ордината $y_ц$ принимает отрицательные значения.

Абсцисса $x_ц$ центра закругления определяется из следующих уравнений:

для v_o = 1,25 и 1,50 м/сек $\quad x_ц = 0{,}67 - 0{,}5\,y_ц$,

для v_o = 2,0 и 2,5 м/сек $\quad x_ц = 0{,}67 - y_ц$.

Перегрузочные устройства, геометрические параметры которых приняты по предложенной методике, обеспечивают полное гашение вертикальной составляющей скорости и

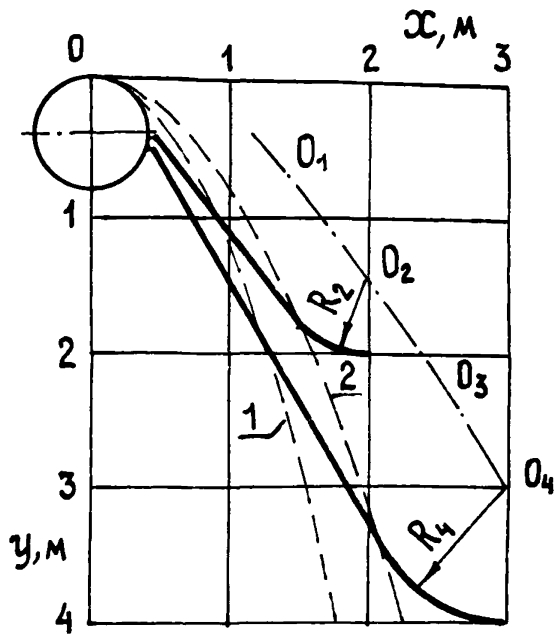
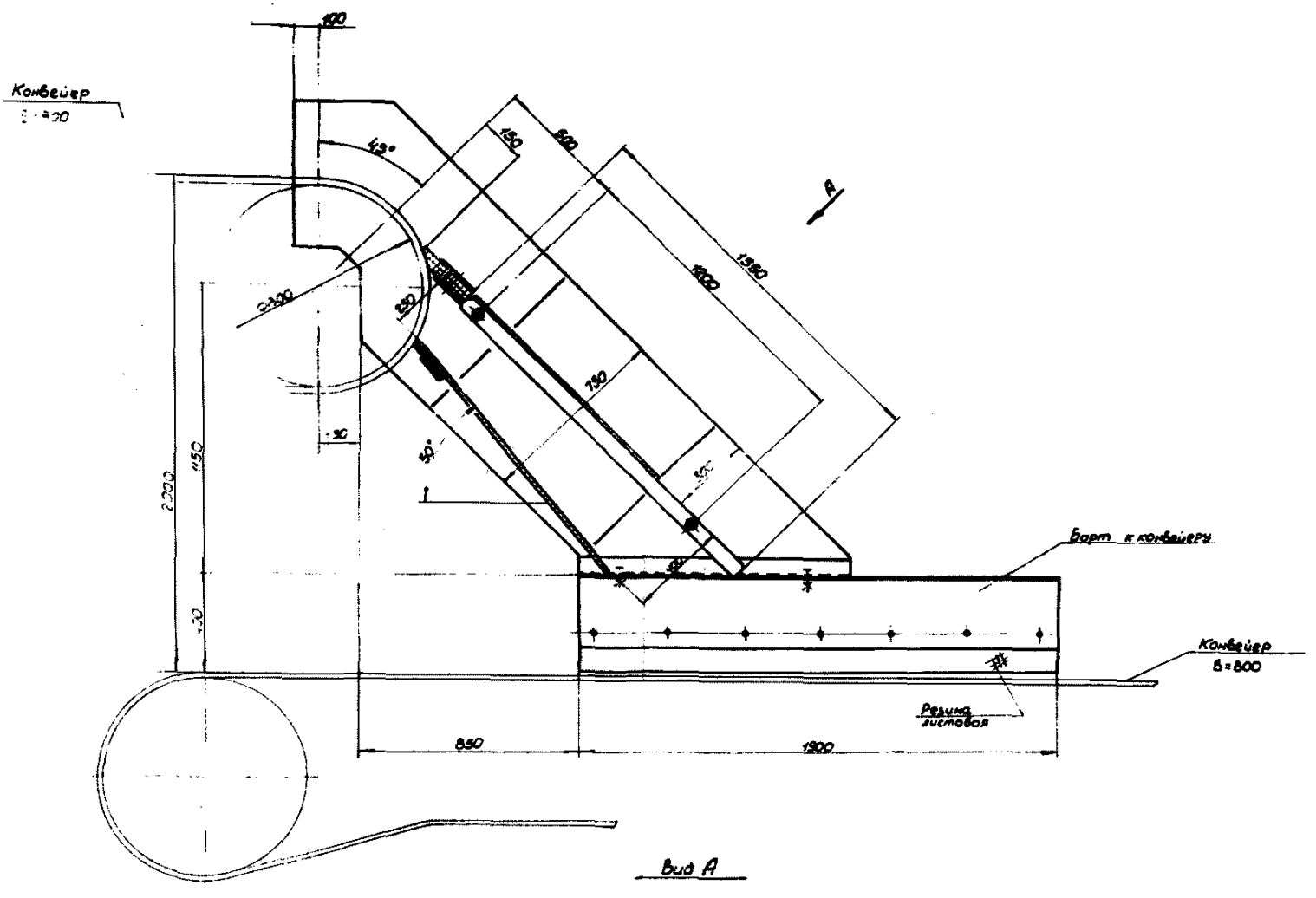


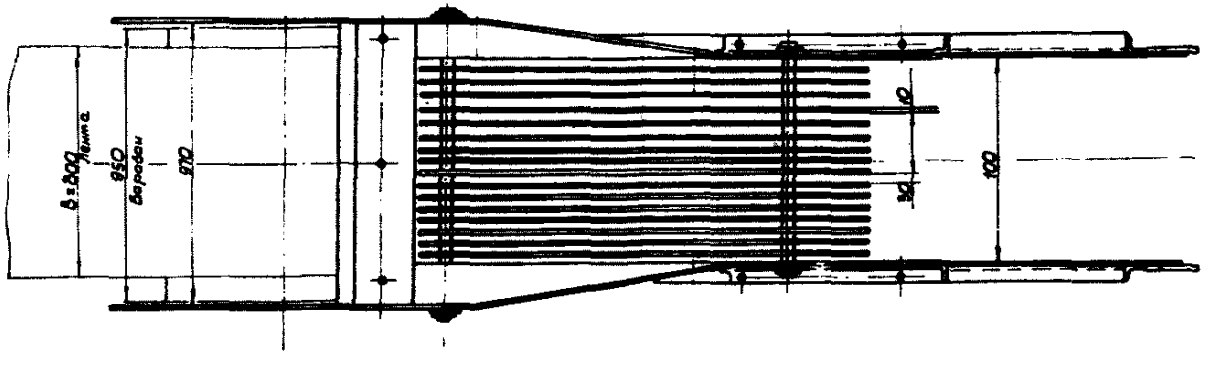
Рис. 4. Рекомендуемые конфигурации днища течки

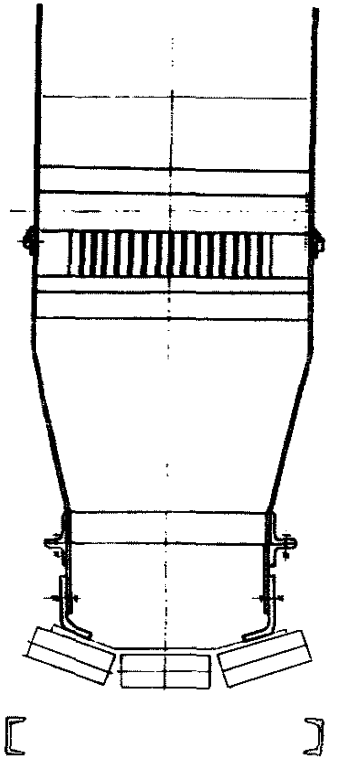
необходимое изменение направления и скорости движения транспортируемого материала. Экспериментальными исследованиями установлено, что предлагаемые конструкции перегрузочных устройств обеспечивают уменьшение измельчения угля при перегрузках на 30-40% по сравнению с существующими желобами.

Другая конструкция перегрузочного устройства, в кото . ром используется подсев транспортируемого угля с целью создания для крупных классов амортизирующего слоя из мелочи, изображена на рис. 5. Схема действия такого устройства показана на рис. 6. Перегрузочное устройство снабжено колосниковой просеивающей поверхностью с шириной щели 25 мм. Применение колосника позволяет устранить удар-


Конвейер
100
45°
150
500
1550
1200
750
250
50°
2000
450
Борт к конвейеру
Конвейер
В=800
Резина листовая
850
1900
А

Вид А


В=800 Лента
950 Барабан
970
10
30
100



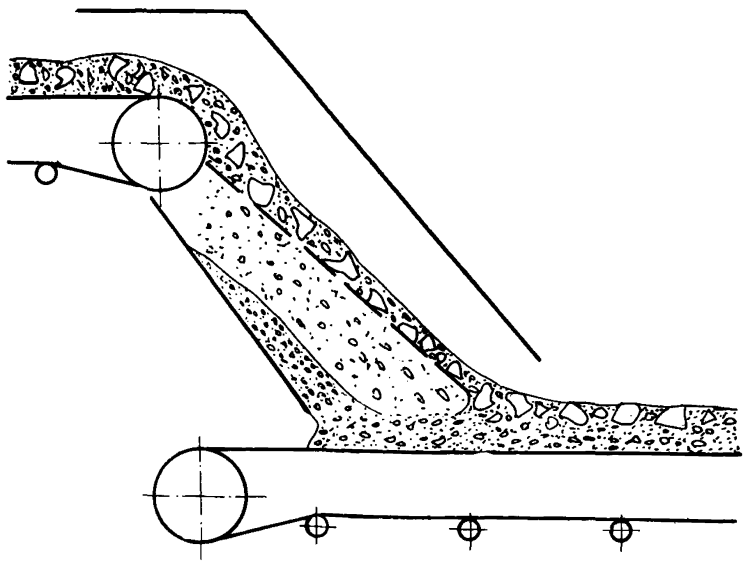


Рис. 6. Схема действия перегрузочного устройства с просеивающей поверхностью

ные нагрузки и уменьшить износ ленты. Такое перегрузочное устройство может быть применено для рядовых углей. При транспортировке сортового угля эффективность применения названных устройств снижается ввиду отсутствия в сортах достаточного количества мелочи.

В перегрузочных устройствах первого и второго типа место сопряжения днища течки с барабаном конвейера должно обязательно снабжаться уплотнительно-очистительным устройством из технической резины или капрона. В связи с этим стыковку конвейерной ленты необходимо выполнять методом вулканизации.

2. Расчет конструкций ступенчатых спусков

Для перепадов потока, высота которых превышает 3 м, рекомендуется установка ступенчатых спусков. В существующих конструкциях ступенчатых спусков полки крепятся жестко. В таких спусках при соударении крупных кусков угля с полками возникают ударные нагрузки, приводящие к дроблению крупных классов и износу полок. В предлагаемой конструкции ступенчатого спуска полки 2 (рис. 7 и 8) закреплены шарнирно на валах 5 и снабжены винтовыми пружинами кручения 4. Один конец каждой пружины крепится к шайбам 3, жестко связанным с валом, другой – к опорам спуска. Движению полки вверх под действием пружин препятствует ограничитель 1, с помощью которого можно также регулировать угол наклона полки.

При соударении крупных кусков угля с шарнирно закрепленной полкой пружина оказывает амортизирующее действие, снижая силу соударения. Устройство изготовляется в виде двухметровых секций, из которых может быть смонтирован спуск требующейся высоты. Основными конструктивными параметрами ступенчатых спусков, от которых зависит производительность спуска и степень измельчения угля, являются размеры спуска в плане (длина ℓ и ширина a), расстояние между полками T, угол наклона φ и жесткость m полок.

Экспериментально установлено, что средняя скорость движения потока в ступенчатом спуске при горизонтальной установке полок

$$v = 1{,}25\,T, \text{ м/сек.}$$

С увеличением угла наклона полок скорость потока возрастает:

$$v = 1{,}25\,T\,(1 + \sin\varphi), \text{ м/сек}$$

Производительность ступенчатого спуска

$$Q = 240\,a\ell\gamma T(1 + \sin\varphi), \text{ т/час.} \qquad (23)$$

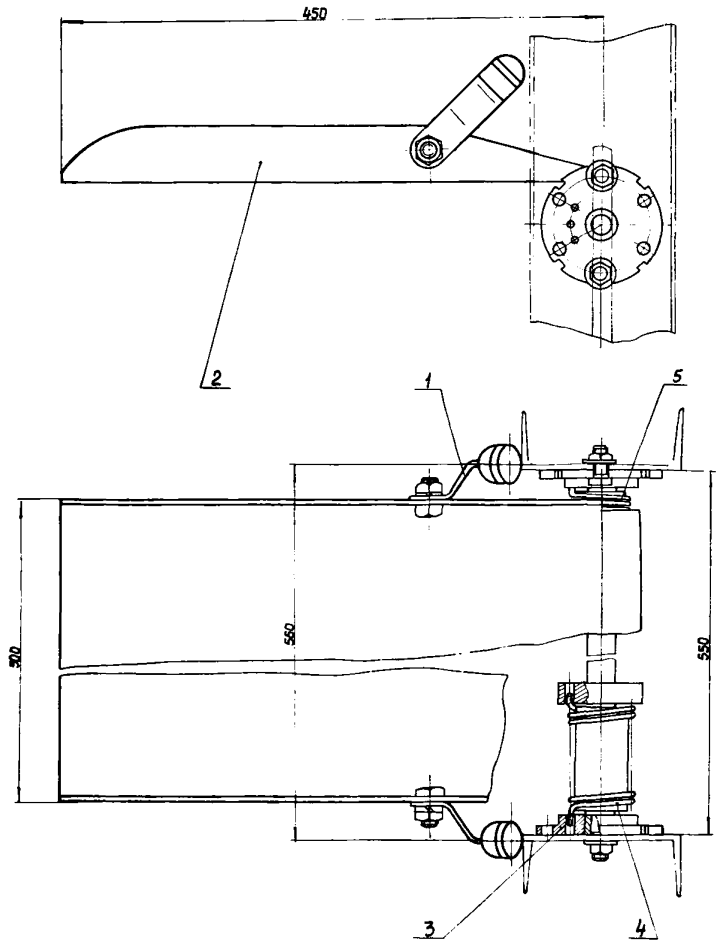


Рис. 7. Устройство пружин кручения на валах спуска
1 – ограничитель, 2 – полка, 3 – шайба, 4 – пружина, 5 – вал

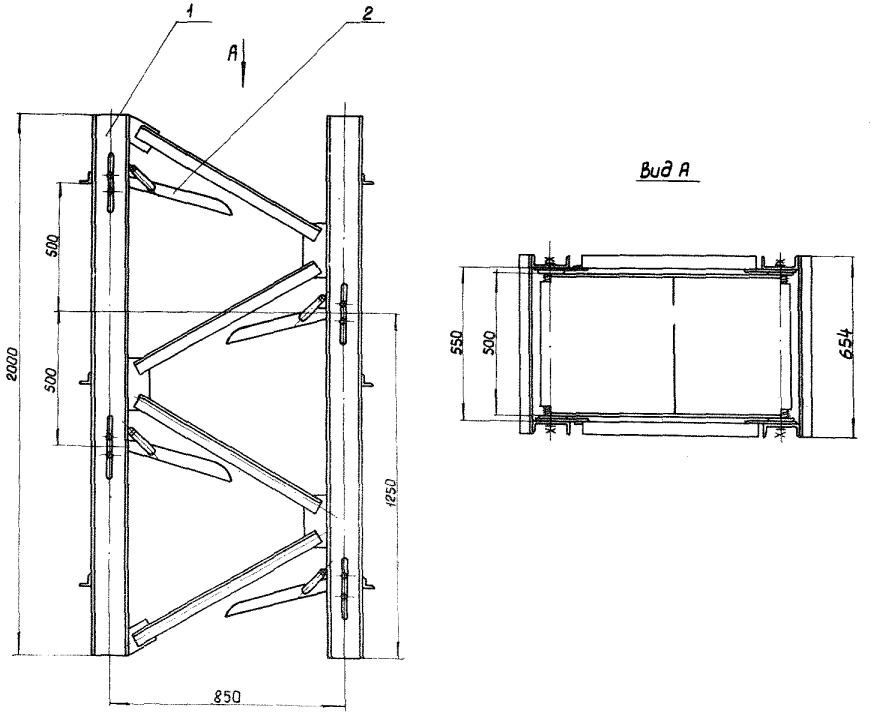


Рис. 8. Общий вид ступенчатого спуска с амортизирующими полками
1 – опора, 2 – полка

Расстояние между полками обычно принимается 0,5–1,0м. Если растояние между полками меньше 0,5 м, то резко снижается производительность спуска. При увеличении свыше 1,0 м – возрастают динамические нагрузки, приводящие к измельчению угля, что снижает эффективность применения спусков.

Угол наклона полок следует принимать в пределах 0–15°, т. к. при дальнейшем увеличении φ резко возрастают скорость потока и измельчение угля.

Используя формулу производительности ступенчатого спуска и рекомендации по выбору параметров T и φ, несложно рассчитать размеры спуска в плане a и ℓ, обеспечивающие заданную производительность.

Исходя из производительности грузопотоков на действующих шахтах и обогатительных фабриках, к изготовлению и промышленному внедрению рекомендованы три типоразмера ступенчатых спусков, основные конструктивные параметры которых приведены в табл. 5.

Таблица 5

Типоразмер	a, м	ℓ, м	T, м	β, град	Q, т/час
АП-1	0,55	0,85	0,5	15	до 150
АП-2	0,75	1,00	0,7	15	до 250
АП-3	1,00	1,20	1,0	15	до 350

Другая конструкция ступенчатых спусков, разработанная в УкрНИИуглеобогащении, отличается тем, что полки крепятся на канатах. На рис. 9 показан общий вид такого спуска, рекомендуемого для применения в бункерах рядового угля.

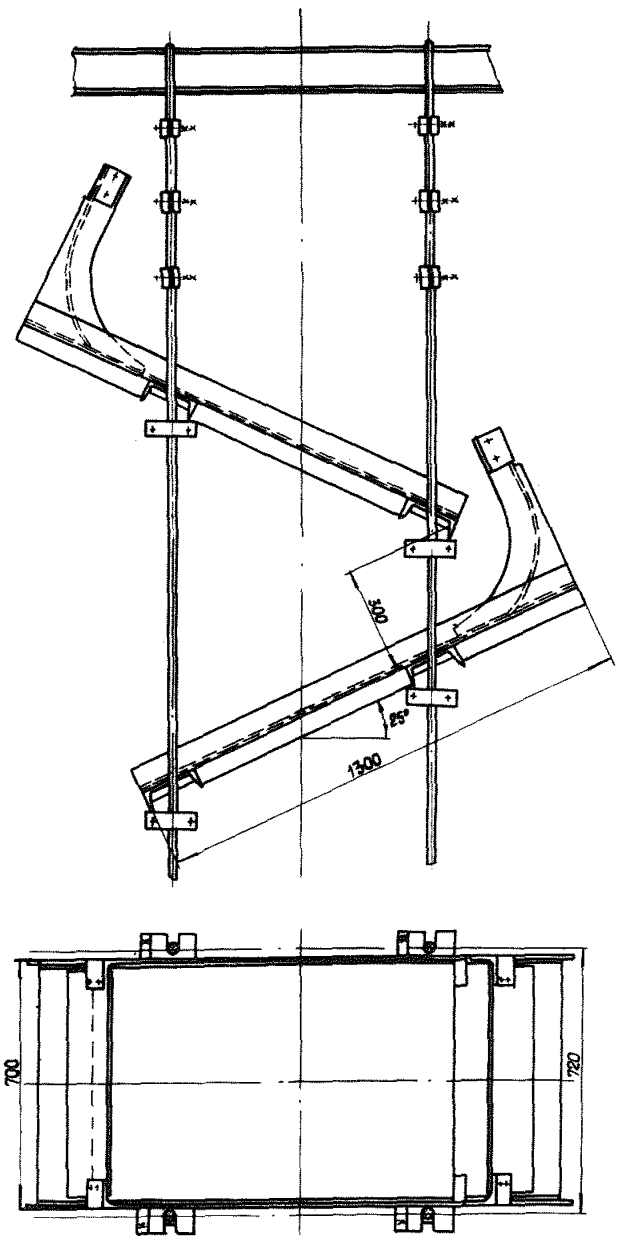


Рис. 9. Ступенчатый спуск подвесного типа

3. Выбор оптимальных параметров спиральных спусков

Задача оптимизации конструктивных параметров спиральных спусков заключается в том, чтобы обеспечить равномерное движение транспортируемого материала по желобу спуска с начальной скоростью v_o. Условие равномерного движения частицы при скольжении с коэффициентом трения f по винтовой линии даёт уравнение (З.Б.Канторович. Опыт теории винтовых спусков, 1933), связывающее значение α -угла наклона спирали, β (см. рис. 10) и f -коэффициента трения:

$$\frac{tg\,\alpha}{\cos\alpha} = \frac{f}{\cos\beta} \qquad (24)$$

или после преобразований

$$\sin\alpha = -\frac{1}{2f\sqrt{1+tg^2\beta}} + \sqrt{\frac{1}{4f^2(1+tg^2\beta)}+1}\,. \qquad (25)$$

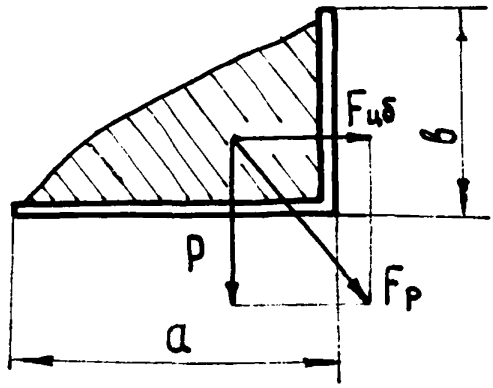


Рис. 10. Разложение силы тяжести при скольжении материала по желобу винтового спуска

Из рис. 10 следует, что

$$tg\,\beta = \frac{v_o^2}{g R_{cp}}$$

Подставив значение $tg\beta$ в уравнение (20), приняв, что $R_{cp} \approx \frac{D}{2}$, и проведя преобразование, получаем

$$\sin\alpha = -\frac{1}{B}\left(1 - \sqrt{1 + B^2}\right), \qquad (26)$$

где

$$B = 2f\sqrt{1 + \frac{4v_o^4}{g^2 D^2}}.$$

Выражение (26) даёт возможность для данного диаметра спуска D и начальной скорости v_o определить оптимальный угол наклона спирали α, а затем и шаг спирали T, которые обеспечивают движение материала по желобу спуска с равномерной скоростью v_o. Скорость v_o определяется конструктивными параметрами загрузочного устройства спуска и, следовательно, может регулироваться.

Загрузку спуска следует осуществлять таким образом, чтобы v_o не превышала 2 м/сек. Диаметр спирали в практике проектирования принято выбирать в пределах 1,2–1,5 м.

Производительность спирального спуска

$$Q = 3600\,F v_o \gamma \cos\alpha, \text{ т/час} \qquad (27)$$

где F – площадь поперечного сечения потока материала (из рис. 10 следует, что $F = \frac{1}{2} a l$, м^2);

γ – объёмный вес материала, т/м^3.

Принимая рекомендованные значения v_o = 2 м/сек, Д = = 1,3 м и учитывая, что при скольжении угля по металлу

f = 0,5 можно из выражения (26) определить

$$\alpha = 24^{\circ}.$$

Для рядового антрацита γ = 1,2 т/м^3. Подставляя значения v_0, α и γ в формулу (27), получим

$$Q = 3600\,F \cdot 2 \cdot 1{,}2 \cdot 0{,}9 = 7\,776\,F$$

Для производительности потока 250 т/час

$$F = \frac{250}{7776} = 0{,}35 \text{ м}^2$$

Такую площадь сечения можно получить, приняв a = 0,3, b = 0,15 м. Аналогично можно рассчитать оптимальные конструктивные параметры для других значений v_0, D и Q.

На рис. 11 изображён общий вид секции спирального спуска. Спираль крепится уголками к центральной опоре, выполненной из двух сваренных друг с другом швеллеров. Внешний диаметр спирали 1300 мм, внутренний - 700 мм, угол наклона спирали 24°, вес секции - 100 кг, производительность до 200 т/час.

4. Способ уменьшения измельчения антрацита при выгрузке бункеров

Применение спусков позволяет уменьшить измельчение угля при загрузке бункеров. Однако процесс измельчения продолжается и при выгрузке бункера. В процессе выгрузки происходит крошение острых граней и реализация макродефектов структуры зёрен при их относительных перемещениях в стесненном состоянии. В бункерах большой высоты, оборудованных эффективными загрузочными спусками, измельчение угля при выгрузке может иногда превышать измельчение при загрузке.

Исследование процессов истечения сыпучих материалов из бункеров, проведенные Квапилом (3), позволили установить, что зёрна материала при выгрузке бункера претерпе-

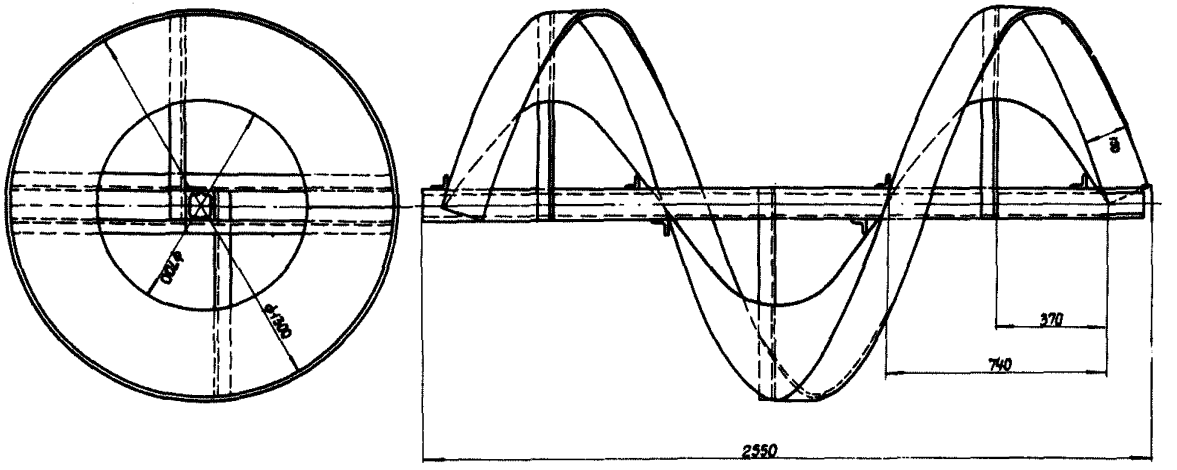


Рис. 11. Общий вид секции спирального спуска

вают в основном два вида движения: первичное и вторичное. Первичное движение происходит в вертикальном направлении и обусловливается действием веса зёрен и давлением вышележащего материала. Зёрна сыпучего материала, претерпевая первичное движение, незначительно изменяют свою ориентацию в пространстве. Вторичное движение претерпевает материал, который наряду с первичным движением перемещается и в других направлениях. Зона вторичного движения имеет форму эллипсоида, расположенного над выпускным отверстием. Она характеризуется перемещениями зёрен друг относительно друга. Так как эти перемещения происходят в стеснённом состоянии (внутреннее давление угля в бункере составляет 5 – 15 т/м^2), в зоне вторичного движения происходит интенсивное истирание и крошение зёрен.

Давление угля и объём эллипсоида вторичного движения могут быть уменьшены путём установки наклонных полок в бункере, благодаря которым удаётся рассредоточить давление. Это видно из рис. 12, где штриховыми линиями показаны давление на стенки и днище, а также контуры эллипсоидов вторичного движения, которые имели бы место при отсутствии полок; сплошными линиями показаны контуры эллипсоидов при наличии полок. Расчеты показали, что за счёт снижения давления угля и уменьшения объёма эллипсоида вторичного движения измельчение угля при выгрузке снижается в 2 – 3 раза.

Характер истечения угля из бункера, оборудованного наклонными полками, изучался на моделях, выполненных из органического стекла. При загрузке сначала заполняется нижнее отделение, затем среднее и, наконец, верхнее. Выгрузка происходит в обратной последовательности. Характерно, что при этом уголь перемещается к разгрузочному отверстию из поверхностных слоёв, где значение внутреннего давления минимально. Чтобы не образовывались пустоты при заполнении бункера, необходимо соблюдать условие $\beta_0 < \beta_п$, где β_0 – угол естественного откоса угля, $\beta_п$ – угол наклона полок.

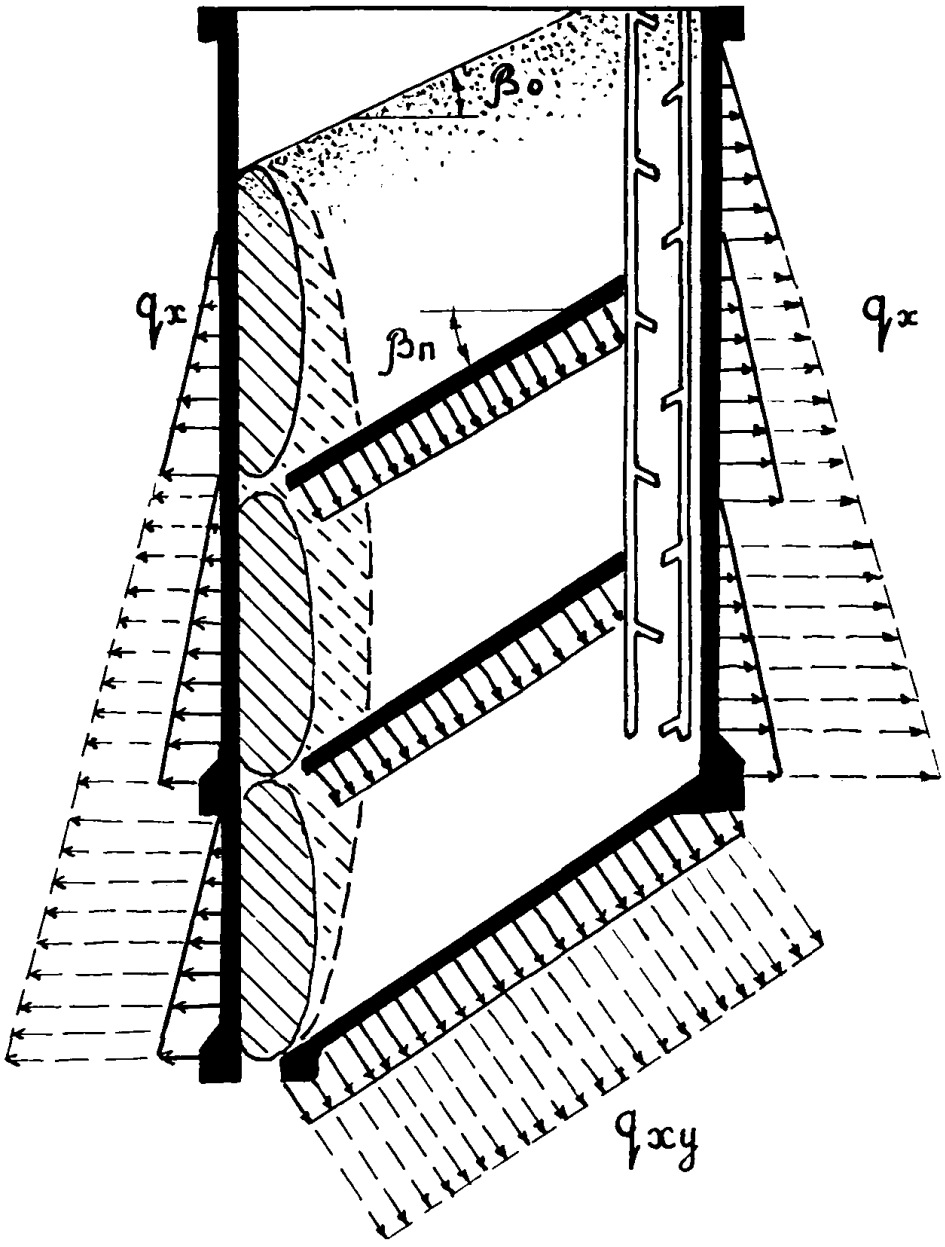


Рис. 12. Распределение давления и расположение эллипсоидов вторичного движения в бункере с наклонными полками

Ш. ПРАКТИЧЕСКОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ МЕТОДА ПРОГНОЗИРОВАНИЯ СИТОВОГО СОСТАВА И РЕЗУЛЬТАТЫ ВНЕДРЕНИЯ СРЕДСТВ БОРЬБЫ С ИЗМЕЛЬЧЕНИЕМ АНТРАЦИТА

1. Расчет ситового состава антрацита шахты "Должанская - Капитальная"

а) Исходные данные для расчёта

Выемка в лаве длиной 250 м (мощность пласта 1,1 м, крепость 2,5) производится двумя комбайнами ШВК$_Э$ - А-П (шнековый исполнительный орган, тангенциальные резцы). Из лавы антрацит доставляется скребковыми конвейерами на бортовой ходок и перегружается на конвейер 2ЛБТ-100, в комплект которого входит скребковый перегружатель ПТК-1 длиной до 100 м (см. рис. 13). В бортовом ходке (длиной до 2,5 км) последовательно укладываются 2 ленточных конвейера 2ЛБТ-100. Из бортовых ходков антрацит перегружается на грузовую магистральную выработку, оборудованную ленточным конвейером. На магистральной выработке имеется аварийный бункер-конвейер ёмкостью 200 т. У главного ствола - перегрузочная станция. Из скипов антрацит поступает в приёмный бункер ёмкостью 300 т и далее в две дробильные линии дробильного отделения. Каждая линия состоит из следующих узлов: питателя, грохота, ленточного конвейера, дробилки, сборного ленточного конвейера и передвижного ленточного конвейера для распределения горной массы по отсекам дозировочно-аккумулирующих бункеров, над которыми расположено дробильное отделение.

б) Определение ситового состава антрацита при выемке

Ситовый состав антрацита при выемке получен методом аналога. В условиях шахты № 1 "Давыдовка" комбината "Шахтерскантрацит" при работе комбайна 1К-101, оснащенного тангенциальными резцами ШЭ-1, в 22-й восточной лаве пласта $К_2$ "Дроновский" (длина лавы - 210 м, мощность пласта 1,15 м) получен следующий ситовый состав антрацита:

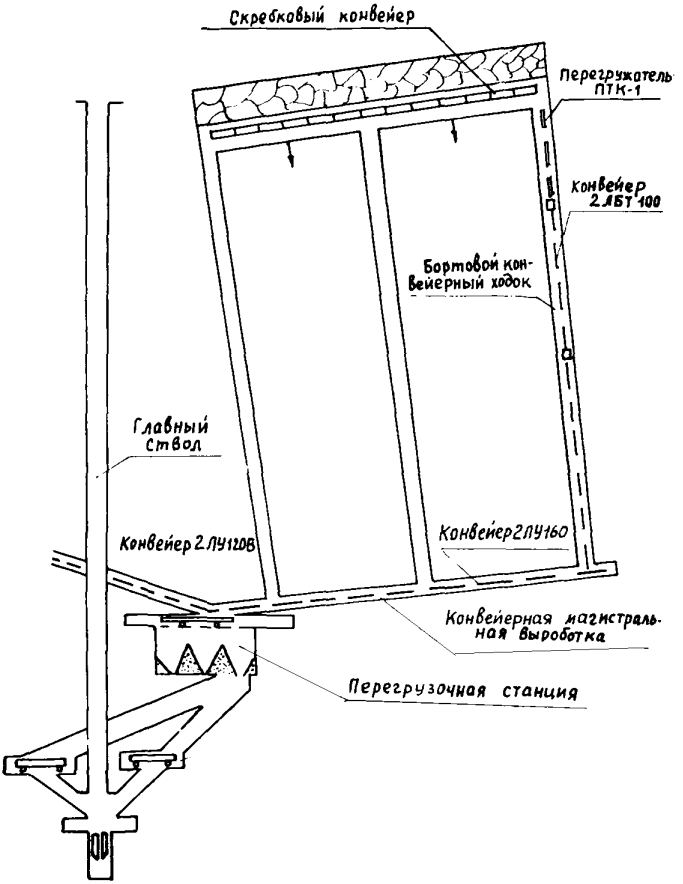


Рис. 13. Схема подземного транспорта шахты "Должанская-Кагитальная"

Классы, мм	0-6	6-13	13-25	25-50	50-100	100
Выход, %	19,1	17,5	15,5	26,5	11,2	10,2

Поскольку для дальнейших расчетов потребуются суммарные выходы по подрешетному и надрешетному продуктам, перепишем таблицу в следующем виде:

Подрешетный продукт	Классы, мм		0-6	0-13	0-25	0-50	0-100
	Выход	обозначение	$\mathcal{T}_6$	$\mathcal{T}_{13}$	$\mathcal{T}_{25}$	$\mathcal{T}_{50}$	$\mathcal{T}_{100}$
		значение, %	19,1	36,6	52,1	78,6	89,8
Надрешетный продукт	**Классы, мм**		**6**	**13**	**25**	**50**	**100**
	Выход	обозначение	$\mathcal{R}_6$	$\mathcal{R}_{13}$	$\mathcal{R}_{25}$	$\mathcal{R}_{50}$	$\mathcal{R}_{100}$
		значение, %	80,9	63,4	47,9	21,4	10,2

Соотношение между $\mathcal{T}$ и $\mathcal{R}$: $\mathcal{T} = 100 - \mathcal{R}$

в) Расчёт изменения ситового состава антрацита при измельчении на транспортно-погрузочных операциях (расчёт произведен по методике УкрНИИуглеобогащения, отчёт по теме 6-ХП темплана 1971 г.).

Определяем параметры распределения исходного антрацита:

$$K = -1{,}62\,lg\frac{R_6}{\mathcal{T}_6} + 0{,}74\,lg\frac{R_{13}}{\mathcal{T}_{13}} + 0{,}4\,lg\frac{R_{25}}{\mathcal{T}_{25}} + 0{,}27\,lg\frac{R_{50}}{\mathcal{T}_{50}} + 0{,}20\,lg\frac{R_{100}}{\mathcal{T}_{100}} = -1{,}22$$

$$x_o = lg\,6 - \frac{lg\frac{R_6}{\mathcal{T}_6}}{K} = 1{,}31$$

Приращения параметров распределения вследствие измельчения:

- в очистном забое при доставке скребковым конвейером длиной 250 м $\Delta K_1 = 0{,}0300$, $\Delta x_{01} = 0{,}1200$;
- на бортовом ходке при перегрузке на скребковый перегружатель ПТК-1 $\Delta K_2 = 0{,}0030$, $\Delta x_{02} = 0{,}0120$;
- на скребковом перегружателе ПТК-1 $\Delta K_3 = 0{,}0200$, $\Delta x_{03} = 0{,}0800$;
- на перепаде перегружатель ПТК-1 – конвейер 2ЛБТ100 $\Delta K_4 = 0{,}0050$, $\Delta x_{04} = 0{,}0200$;
- на ленточном конвейере 2ЛБТ100 $\Delta K_5 = 0{,}0020$, $\Delta x_{05} = 0{,}0080$;
- при перегрузке на магистральный ленточный конвейер $\Delta K_6 = 0{,}0100$, $\Delta x_{06} = 0{,}0400$;
- на магистральном конвейере $\Delta K_7 = 0{,}0120$, $\Delta x_{07} = 0{,}0480$;
- при перегрузке на конвейер – весы $\Delta K_8 = 0{,}0050$, $\Delta x_{08} = 0{,}0200$;
- в дозировочно-аккумулирующем бункере $\Delta K_9 = 0{,}0110$, $\Delta x_{09} = 0{,}0440$;
- при загрузке в скип $\Delta K_{10} = 0{,}0030$, $\Delta x_{010} = 0{,}0120$;
- при подъёме антрацита в скипах по вертикальному стволу $\Delta K_{11} = 0{,}0010$, $\Delta x_{011} = 0{,}0040$;
- при разгрузке скипа $\Delta K_{12} = 0{,}0050$, $\Delta x_{012} = 0{,}0200$.

Суммарное приращение параметров распределения:

$$\Delta K = \Delta K_1 + \Delta K_2 + \ldots + \Delta K_{12} = 0{,}1070$$

$$\Delta x_o = \Delta x_{01} + \Delta x_{02} + \ldots + \Delta x_{012} = 0{,}4280$$

Параметры распределения горной массы:

$$K' = K - \Delta K = -1{,}22 - 0{,}1070 = -1{,}327$$

$$x'_o = x_o - \Delta x_o = 1{,}31 - 0{,}4280 = 0{,}882$$

Этим параметрам распределения соответствует следующий ситовый состав горной массы:

Классы, мм	0-6	6-13	13-25	25-50	50-100	+100
Выход, %	40,1	20,9	15,9	11,5	6,4	5,2

После дробления класса +100 мм в аккумулирующие бункеры фабрики поступит антрацит следующего ситового состава:

Классы, мм	0-6	6-13	13-25	25-50	50-100
Выход, %	40,4	21,0	16,0	13,2	9,4

2. Расчет ситового состава рядового угля, поступающего на Яновскую ГОФ для обогащения

По указанию МУП УССР "Ворошиловградгипрошахт" в феврале 1969 г. проработал на стадии проектных предложений техническую возможность и экономическую целесообразность перевода гидрорудника с гидравлической на обычную технологию добычи и транспорта антрацита и выполнил проектное задание усовершенствования транспорта на 2-м горизонте шахты № 4 с переводом шахты на обычную технологию добычи и транспорта антрацита.

Для выполнения указанных работ потребовалась информация о ситовом составе угля, которая в существующих условиях могла быть получена только методами прогнозирования. Ситовый состав угля при выемке определен методом аналогов. Для расчётов ситового состава с учётом измельчения были использованы данные, указанные ниже в таблице (см. также рис. 14):

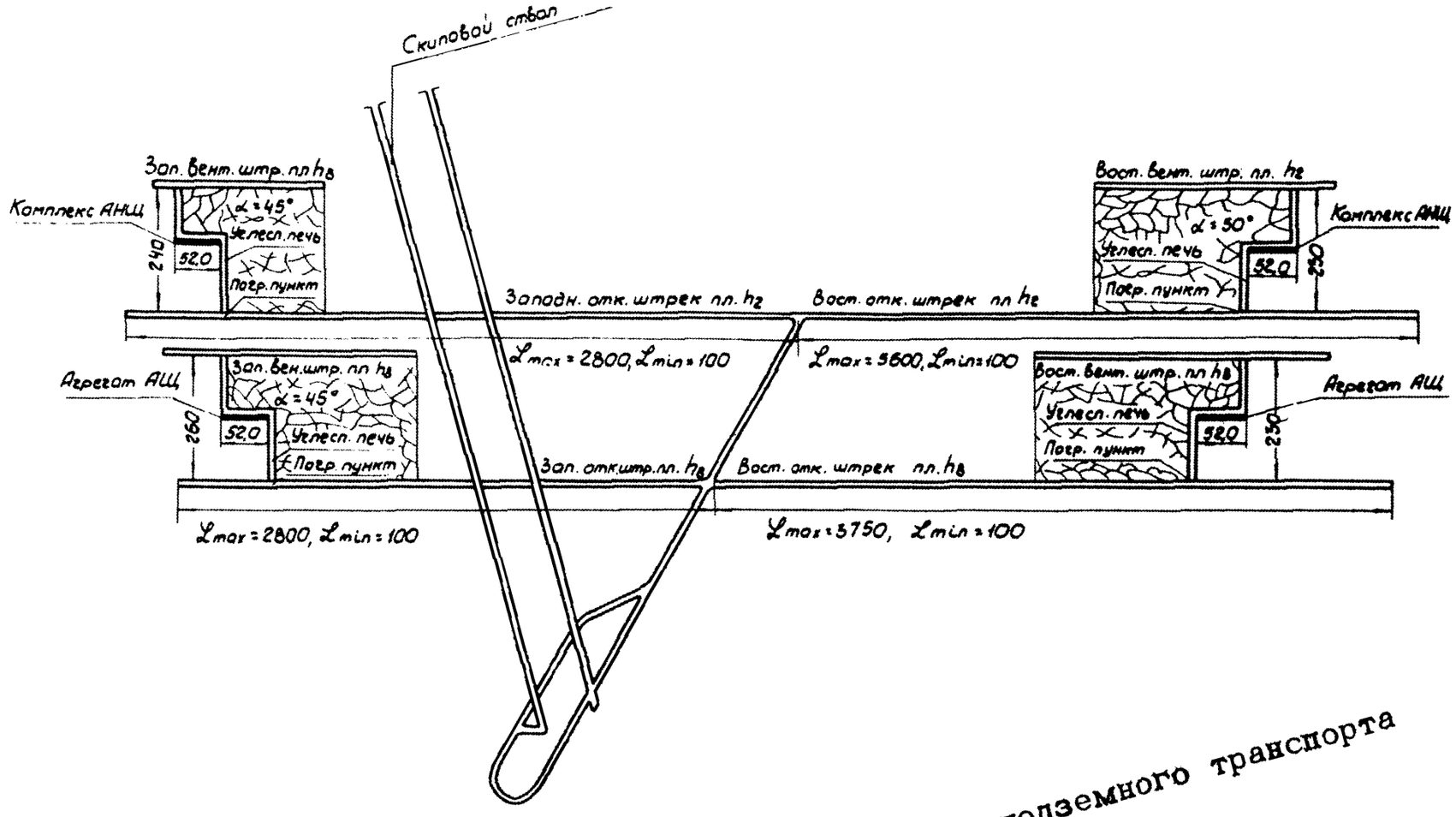


Рис. 14. План горных работ и схема подземного транспорта

№№ пп	Наименование	Ед. изм.	Пласт	Пласт
1.	Суточная производительность шахты:	т	4000	
	В том числе:	т	2400	1600
2.	Количество лав в работе	шт	2	2
3.	Суточная производительность лавы	т	1200	800
4.	Угол падения пласта	град	40–50	45–50
5.	Наименование механизмов в лаве		Агрегат АЩ Комплекс АНЩ	
6.	Доставка угля вдоль забоя		Конвейероструг ом	
7.	Доставка угля по печам		Собственным весом по почве	
8.	Доставка по горизонтальным выработкам		Вагонетками с откидными днищами	
9.	Места перегрузки		1. Под лавами в вагонетки 2. Разгрузка из вагонеток в бункер опрокида 3. Из бункера в скипы 4. Из скипа в бункер	

Ситовый состав антрацита в лавах шахт № 3 и № 4:

Классы, мм	0–6	6–13	13–25	25–50	50–100	+100
Выход, %	54,7	13,1	11,7	7,0	6,0	7,5

Производим расчёт параметров уравнения распределения.

Классы, мм	0–6	0–13	0–25	0–50	0–100
Выход, %	54,7	67,8	79,5	86,5	92,5
y	-0,0820	-0,3234	-0,5886	-0,8067	-1,0909

$$K = -1,62\,(-0,0820) + 0,74\,(-0,3234) + 0,40\,(-0,5886) + 0,27\,(-0,8067) + 0,20\,(-1,0909) = 0,1328 - 0,2393 - 0,2354 - 0,2178 - 0,2182 = -0,7779$$

$$\lg d_o = 0,7782 - \frac{-0,0820}{-0,7779} = 0,7782 - 0,1054 = 0,6728$$

Производим расчёт приращений параметров уравнения распределения.

Процессы	Приращения параметров	
	ΔK	$\Delta \lg d_o$
Транспортирование по лаве	0,0050	0,0200
Перепад в вагонетку	0,0050	0,0200
Транспортирование по горным выработкам в вагонетках	0,0002	0,0008
Перепад из вагонетки в бункер	0,0150	0,0600
Подъём по вертикальному стволу скипом	0,0006	0,0024
Перепад из скипа в бункер	0,0050	0,0200
Итого:	0,0308	0,1232

Определяем параметры уравнения распределения:

$$K' = -0,7779 - 0\ 0308 = -0,8087 = -0,81$$

$$lg\, d'_o = 0,6728 - 0,1232 = 0,5496 = 0,55$$

Этим параметрам распределения соответствует следующий ситовый состав измельченного антрацита

Классы, мм	0–6	0–13	0–25	0–50	0–100
Выход, %	60,5	74,1	83,0	89,5	93,7

Определим выход классов 0,5–0 и 1,0–0 мм

$$\gamma_{0,5} = 0,3 \cdot 0,73 \cdot 60,5 = 13,2\%$$

$$\gamma_1 = 0,5 \cdot 0,73 \cdot 60,5 = 22,1\% .$$

Таким образом, рядовой антрацит Яновского рудника согласно расчёту имеет следующий ситовый состав:

Классы, мм	0–0,5	0,5–1,0	1–6	6–13	13–25	25–50	50–100	+100
Выход, %	13,2	8,9	38,4	13,6	8,9	6,5	4,2	6,3

3. Эффективность применения средств борьбы с измельчением антрацита на перепадах потоков и в бункерах

Экспериментальные исследования, проведенные на стенде и в промышленных условиях, показали, что внедрение комплекса разработанных устройств позволяет увеличить выход сортового топлива на обогатительной фабрике или сортировке на 0,5–1,5% и получить от 40 до 90 тыс.руб. годовой экономии.

Сравнительные испытания перегрузочных течек обычной конструкции и изготовленных по разработанной методике

были проведены на экспериментальном стенде. Результаты испытаний приведены в табл. 6.

Таблица 6

Высота перепада, м	Тип течек	Выход, %		
		+25	6–25	0–6
2,5	Исходный ситовый состав	35,0	22,3	42,7
	Конечный ситовый состав:			
	– обычная течка	34,1	22,6	43,3
	– усовершенствованная течка	34,6	22,4	43,0
2,0	Исходный ситовый состав	31,2	25,6	43,2
	Конечный ситовый состав:			
	– обычная течка	30,5	25,8	43,7
	– усовершенствованная течка	30,7	25,8	43,5
1,5	Исходный ситовый состав	38,7	27,5	33,8
	Конечный ситовый состав:			
	– обычная течка	38,2	17,6	44,2
	– усовершенствованная течка	38,4	17,6	44,0

Данные табл. 6 получены путём усреднения большого числа параллельных опытов. Полученные результаты свидетельствуют о том, что усовершенствованная течка позволяет сократить измельчение угля при перегрузках от 20 до 50%.

В табл. 7 приведены результаты сравнительных испытаний ступенчатых спусков с амортизирующими полками и

спусков с жестко закрепленными полками. Испытания проведены на Ново-Павловской и Шахтёрской обогатительных фабриках. Спуски были установлены в бункерах сорта АКО (25 - 100 мм).

Таблица 7

Высота спуска, м	Амортизирующие полки		Жестко закрепленные полки	
	Содержание мелочи,%		Содержание мелочи,%	
	в загружаемом материале	в выгружаемом материале	в загружаемом материале	в выгружаемом материале
Ново - Павловская О Ф				
6,0	10,5	12,6	10,5	13,4
	11,2	12,7	11,2	14,3
	9,8	12,5	9,8	13,8
Шахтёрская О Ф				
6,0	10,9	12,3	10,9	13,6
	11,2	13,2	11,2	14,7
	8,4	10,4	8,4	11,4

Как следует из таблицы 7, ступенчатые спуски с амортизирующими полками уменьшают дополнительные образования мелочи при бункеровании угля примерно в 2 раза.

Сравнительные испытания спирального и ступенчатых спусков были проведены на стенде экспериментальной базы.

В бункер высотой 4 м поочередно устанавливались ступенчатый спуск на канатах, ступенчатый спуск с амортизирующими полками и спиральный спуск. В бункер загружался сорт АКО (25 - 100 мм).

Результаты сравнительных испытаний приведены в табл. 8.

Таблица 8

Содержание мелочи, %			
В загружаемом материале	В разгружаемом материале		
	Ступенчатый канатный спуск	Ступенчатый спуск с амортизированными полками	Спиральный спуск
10,2	12,2	11,8	11,5
11,7	12,9	12,5	12,2
11,5	12,7	12,0	11,7
9,8	11,2	10,8	10,4
12,4	13,4	12,9	12,7
11,1	12,5	12,0	11,7

Как следует из табл. 8, наиболее эффективным устройством является спиральный спуск, который снижает измельчение сорта АКО при спуске с высоты 4 м до 0,6%, следом за ним по технологической эффективности идет ступенчатый спуск с амортизирующими полками (0,9%). При ступенчатом канатном спуске образуется 1,4% дополнительной мелочи.

При свободном падении пробы антрацита 25 – 100 мм с высоты 4 м образуется около 4% мелочи.

Л И Т Е Р А Т У Р А

1. ФРОЛОВ А.Г. Определение параметров выемочных комкомбайнов, обеспечивающих повышенный выход крупных классов угля и наименьшее пылеобразование. Ротапринтное издание ИГД им. А. А. Скочинского. М., 1968.

2. ПОЗИН Е.З., МЕЛАМЕД В.З. Основы инженерного метода расчета ситового состава угля, разрушенного резанием. "Уголь", № 10, 1971.

3. КВАПИЛ Р. Движение сыпучих материалов в бункерах. Госгортехиздат. М., 1961.

4. ФРОЛОВ А.Г. Устройство поверхности шахт и карьеров. Госгортехиздат , М., 1963.

СОДЕРЖАНИЕ

Стр.

ВВЕДЕНИЕ 3

1. ПРОГНОЗИРОВАНИЕ СИТОВОГО СОСТАВА АНТРАЦИТА ПРИ ИЗМЕЛЬЧЕНИИ НА ТРАНСПОРТНО-ПОГРУЗОЧНЫХ ПРОЦЕССАХ. . . 4

1. Определение параметров распределения исходного антрацита по результатам ситового анализа 5

2. Определение приращений параметров распределения по факторам, действующим при измельчении антрацита 11

3. Определение параметров распределения измельченного антрацита 14

4. Расчет ситового состава измельченного антрацита по новым параметрам распределения 15

5. Определение приращений параметров распределения при измельчении антрацита на прочих транспортно-погрузочных процессах 17

6. Расчет ситового состава антрацита в диапазоне крупности 0-6 мм 19

П. МЕТОДЫ И СРЕДСТВА БОРЬБЫ С ИЗМЕЛЬЧЕНИЕМ АНТРАЦИТА НА ПЕРЕПАДАХ ТРАНСПОРТНЫХ ПОТОКОВ 20

1. Методика оптимизации геометрической формы и конструктивных параметров перегрузочных течек 21

2. Расчет конструкций ступенчатых спусков 28

3. Выбор оптимальных параметров спиральных спусков 33

4. Способ уменьшения измельчения антрацита при выгрузке бункеров. 35

Ш. ПРАКТИЧЕСКОЕ ПРИМЕНЕНИЕ МЕТОДА ПРОГНОЗИРОВАНИЯ СИТОВОГО СОСТАВА И РЕЗУЛЬТАТЫ ВНЕДРЕНИЯ СРЕДСТВ БОРЬБЫ С ИЗМЕЛЬЧЕНИЕМ АНТРАЦИТА 39

1. Расчёт ситового состава антрацита шахты Должанская - Капитальная 39

2. Расчёт ситового состава рядового угля, поступающего на Яновскую ГОФ . . . 43

3. Эффективность применения средств борьбы с измельчением антрацита на перепадах потоков и в бункерах 47

Литература 51

Ответственный за выпуск В.А.МАНЖУР

R - 3. № 603840. Заказ №142 Тираж 300 экз. 3,2 п.л.
Формат 60х90 1/16. Отпечатано на ротапринте института
"Криворожуглеобогащение" 21. XI . 1972 г.

gost.e-ecolog.ru